



**Министерство природных ресурсов
и охраны окружающей среды
Республики Беларусь**

**ПОСОБИЕ В ОБЛАСТИ ОХРАНЫ
ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ
И ПРИРОДОПОЛЬЗОВАНИЯ**

**«Охрана окружающей среды и природопользование.
Общие природоохранные требования. Наилучшие доступные
технические методы для черной металлургии»**

Минск 2023

Ключевые слова: охрана окружающей среды, природопользование, наилучшие доступные технические методы, черная металлургия

Предисловие

Цели, основные принципы, положения по государственному регулированию и управлению в области технического нормирования и стандартизации установлены Законом Республики Беларусь «О техническом нормировании и стандартизации».

1 РАЗРАБОТАНО Республиканским унитарным предприятием «Бел НИЦ «Экология»

2 УТВЕРЖДЕН И ВВЕДЕН В ДЕЙСТВИЕ

3 ВВЕДЕН ВПЕРВЫЕ

Настоящее пособие не может быть воспроизведено, тиражировано и распространено в качестве официального издания без разрешения Минприроды Республики Беларусь

Издан на русском языке

Содержание

1	Область применения.....	1
2	Нормативные ссылки.....	1
3	Термины и определения.....	2
4	Основные положения.....	2
5	Производство чугуна.....	2
	5.1 Общая характеристика технологии доменной плавки.....	2
	5.2 Прием и хранение сырья, дозирование, отсеб мелочи	5
	5.3 Загрузка печи	6
	5.4 Подготовка дутья.....	8
	5.5 Выплавка чугуна.....	10
	5.6 Разливка товарного чугуна на разливочных машинах.....	11
	5.7 Обработка доменного шлака.....	11
	5.8 Очистка доменного газа и утилизация его химической энергии.....	12
	5.9 Водопотребление.....	13
	5.10 Утилизация избыточного давления доменного газа.....	13
	5.11 Основное природоохранное оборудование.....	14
	5.12 Материальные потоки, виды эмиссий, их образование и улавливание.....	15
	5.13 Факторы негативного воздействия на окружающую среду.....	15
	5.13.1 Выбросы загрязняющих веществ в атмосферный воздух.....	15
	5.13.2 Сточные воды.....	18
	5.13.3 Отходы и побочные продукты.....	19
	5.14 Наилучшие доступные технические методы производства чугуна.....	21
6	Производство стали.....	25
	6.1 Производство стали в кислородных конверторах.....	25
	6.1.1 Состав конвертерного цеха.....	25
	6.1.2 Технологический процесс производства непрерывнолитых заготовок или слитков в конвертерном цехе.....	25
	6.1.3 Особенности двухстадийного дуплекс-процесса производства стали.....	32
	6.1.4 Особенности производства стали в двухванном стационарном конвертере.....	33
	6.1.5 Переработка и утилизация шлаков сталеплавильного производства.....	33
	6.1.6 Основное природоохранное оборудование.....	34
	6.1.7 Факторы негативного воздействия на окружающую среду.....	34
	6.1.7.1 Выбросы загрязняющих веществ в атмосферный воздух.....	35
	6.1.7.2 Сточные воды.....	37
	6.1.7.3 Отходы и побочные продукты.....	38
	6.1.8 Наилучшие доступные технологии при производстве стали в конвертерах.....	41
	6.2 Производство стали в электродуговых печах.....	45
	6.2.1 Устройство дуговой печи.....	46
	6.2.2 Выплавка стали.....	48
	6.2.3 Ковшевая металлургия.....	49
	6.2.4 Разливка стали на МНЛЗ.....	50
	6.2.5 Подготовка сталеразливочных ковшей.....	51
	6.2.6 Обработка электросталеплавильного шлака и пыли.....	52
	6.2.7 Очистка отходящего газа сталеплавильных печей.....	53
	6.2.8 Основное природоохранное оборудование.....	54
	6.2.9 Факторы негативного воздействия на окружающую среду.....	54
	6.2.9.1 Выбросы в загрязняющих веществ в атмосферный воздух.....	54
	6.2.9.2 Сточные воды.....	57
	6.2.9.3 Отходы и побочные продукты.....	58
	6.2.10 Наилучшие доступные технологии производства стали в электродуговых печах.....	59
7	Производство ферросплавов.....	61
	7.1 Общие сведения о процессах производства ферросплавов.....	61
	7.2 Производство ферросплавов в доменных печах.....	63
	7.3 Производство ферросплавов в руднотермических печах.....	68
	7.3.1 Общий принцип плавки ферросплавов в руднотермических печах.....	68
	7.3.2 Элементы конструкции руднотермических печей.....	70
	7.3.3 Восстановительная плавка в руднотермической печи.....	76
	7.3.4 Производство ферросплавов металлотермическим способом.....	81
	7.3.4.1 Силикотермический процесс.....	81
	7.3.4.2 Алюмотермический процесс.....	83
	7.3.4.3 Производство феррованадия (пятиокиси ванадия)	87

П-ОС 17.XX-XX-XXXX

7.4	Основное природоохранное оборудование.....	90
7.5	Факторы воздействия на окружающую среду при производстве ферросплавов.....	90
7.5.1	Выбросы загрязняющих веществ в атмосферный воздух.....	90
7.5.2	Сточные воды.....	95
7.5.3	Отходы и побочные продукты.....	95
7.6	Наилучшие доступные технические методы производства ферросплавов.....	96
8	Перспективные технологии в производстве чугуна, стали и ферросплавов.....	100
8.1	Перспективные технологии производства чугуна.....	100
8.1.1	Технология доменной плавки на подготовленном сырье, комбинированном дутье и повышенным расходом ПУТ.....	100
8.1.2	Доменная плавка с высоким расходом кислорода и природного газа («кислородная плавка»).....	100
8.1.3	Выплавка чугуна с применением офлюсованных окатышей.....	101
8.1.4	Десиликонизация чугуна в желобе ДП или чугуновозном ковше.....	101
8.1.5	Вдувание отходов пластмасс.....	102
8.1.6	Воздухонагреватель конструкции Калугина (ВНК) с подогревом воздуха горения.....	102
8.1.7	Использование плазменных горелок для повышения температуры дутья.....	102
8.1.8	Технология доменной плавки с вдуванием горячих восстановительных газов.....	103
8.1.9	Политопливный газогенератор.....	104
8.1.10	Газоочистка доменного газа сухого типа.....	105
8.1.11	Применение шлаковозов миксерного типа объёмом 36 м ³	105
8.1.12	Применение на доменных печах АСУ-ТП, повышающих эффективность доменной плавки путём непрерывного автоматического контроля состояния печи и измерения технологических параметров с их анализом и рекомендациями по оптимизации и прогнозированию теплового состояния печи.....	105
8.1.13	Применение автоматизированной системы модели управления аглококсодоменным производством, основанной на совместном применении методов интеллектуального анализа данных.....	105
8.1.14	Системы визуализации процессов в доменной печи.....	105
8.2	Перспективные технологии производства стали в конвертерах.....	106
8.2.1	Применение устройства плазменного подогрева металла в промежуточном ковше МНЛЗ.....	106
8.2.2	Технология переработки железосодержащих материалов в жидкой шлаковой ванне без предварительной подготовки (окускования) шихтовых компонентов (процесс РОМЕЛТ).....	106
8.2.3	Новая (контактная оптоволоконная) система контроля температуры жидкой стали (в конвертере и на установках «ковш-печь»).....	107
8.2.4	Автоматизированная система контроля качества поверхности и структуры на МНЛЗ.....	107
8.2.5	Технологический комплекс стабилизации жидких сталеплавильных шлаков и их последующей переработки.....	107
8.2.6	Система утилизации конвертерного газа.....	108
8.2.7	Использование плазменных горелок для повышения температуры дутья.....	109
8.2.8	Подогрев металлического лома за счет тепла отходящих газов.....	109
8.3	Перспективные технологии производства стали в электродуговых печах.....	110
8.3.1	Повышение мощности печных трансформаторов.....	110
8.3.2	Печи нового поколения концепции ULTIMATE.....	110
8.3.3	Использование проектных решений электродуговой печи Quantum.....	110
8.3.4	Технологии повышения использования химической энергии.....	111
8.3.5	Технологии донной продувки металла газами через пористые пробки.....	111
8.3.6	Технологии нагрева лома.....	111
8.3.7	Расширение технологических возможностей внепечной обработки.....	112
8.3.8	Технологии, включенные в п.п.8.2.1, 8.2.3, 8.2.4, 8.2.5, 8.2.8.....	112
8.3.9	Технологии утилизации тепла сталеплавильных шлаков (варианты).....	112
8.3.10	Технологии использования АСУ ТП «Обработка плавки на установке "ковш-печь"».....	112
8.3.11	Роботизация процессов отбора проб, замера температуры и окисленности, оценки состояния футеровки ДСП.....	112
8.3.12	Роботизация обслуживания эркерного канала ДСП.....	112
8.3.13	Автоматизированное присоединение аргона к стальковшу на всех этапах обработки.....	113

8.3.14	Автоматизация процесса выпуска стали из ДСП с использованием датчиков наклона печи, «машинного зрения» для отсечки шлака и измерения уровня металла в ковше, весов сталевоза с целью оптимизации наливов сталеразливочных ковшей и сокращения длительности плавки.....	113
8.4	Перспективные технологии производства ферросплавов.....	113
8.4.1	Применение предварительного подогрева шихты, загружаемой в руднотермическую печь, отходящими газами.....	113
8.4.2	Использование тепла печных газов для производства тепловой и электроэнергии.....	113
8.4.3	Применение постоянного электрического тока для выплавки ферросплавов.....	114
8.4.4	Снижение выхода мелочи при дроблении ферросилиция.....	115
8.4.5	Перспективные технологии производства оксидов ванадия и феррованадия.....	115
8.4.5.1	Производство триоксида ванадия.....	115
8.4.5.2	Производство феррованадия на основе триоксида ванадия.....	115
8.4.5.3	Окислительный обжиг шихты при производстве оксидов ванадия.....	116
8.4.5.4	Снижение выхода мелочи при дроблении ферросилиция.....	116
8.4.5.5	Использование сливного шлака, образующегося при выплавке феррованадия, в качестве материала для рекультивации земель.....	116
9	Система экологического менеджмента.....	116
9.1	Основные принципы системы экологического менеджмента.....	116
9.2	Затраты и выгоды внедрения системы экологического менеджмента.....	120
9.3	Наилучшие доступные технические методы.....	121
10	Индикативные показатели удельных выбросов парниковых газов.....	121
10.1	Краткая характеристика отрасли с точки зрения выбросов парниковых газов.....	121
10.1.1	Энергоемкость производства стали.....	121
10.1.2	Углеродоемкость производства стали.....	122
10.2	Методология проведения бенчмаркинга удельных выбросов парниковых газов.....	122
10.2.1	Определение границ производственных процессов для количественного определения выбросов парниковых газов и выбор методик(и) расчета выбросов ПГ.....	122
10.2.2	Исходные данные для расчета выбросов парниковых газов.....	125
10.2.3	Методические подходы к количественной оценке выбросов парниковых газов.....	126
10.2.4	Коэффициенты содержания углерода и выбросов парниковых газов.....	128
10.2.5	Результаты расчетов удельных выбросов парниковых газов.....	133
10.3	Индикативные показатели удельных выбросов парниковых газов.....	136
10.3.1	Критерии установления индикативных показателей удельных выбросов парниковых газов.....	136
10.3.2	Индикативные показатели удельных выбросов парниковых газов.....	136
10.4	Основные направления снижения выбросов парниковых газов в черной металлургии.....	138
10.4.1	Удельные показатели выбросов парниковых газов для различных маршрутов по производству стали (справочная информация).....	139
10.4.2	Прогнозные тенденции декарбонизации черной металлургии.....	139
10.4.3	Ключевые технологии декарбонизации черной металлургии.....	140
10.4.4	Общая характеристика технологий улавливания и хранения углерода.....	142
	Библиография.....	144

ПОСОБИЕ В ОБЛАСТИ ОХРАНЫ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

**Охрана окружающей среды и природопользование. Общие природоохранные требования
НАИЛУЧШИЕ ДОСТУПНЫЕ ТЕХНИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ДЛЯ ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ**

**Ахова навакольнага асяроддзя і прыродавыкарыстанне
Агульныя прыродаахоўныя патрабаванні
НАЙЛЕПШЫЯ ДАСТУПНЫЯ ТЭХНІЧНЫЯ МЕТАДЫ ДЛЯ ЧОРНАЙ МЕТАЛУРГІІ**

Environmental protection and Nature use
General environmental requirements
Best Available Techniques for the ferrous metallurgy

Дата введения 20XX-XX-XX

1 Область применения

Настоящее пособие «Охрана окружающей среды и природопользования. Общие природоохранные требования. Наилучшие доступные технические методы для черной металлургии» (далее - пособие) устанавливает наилучшие доступные технические методы для черной металлургии.

Настоящее пособие распространяется на следующие основные виды деятельности, определяемые в соответствии с ОКРБ 005-2011.

Код 24100 Производство чугуна, стали и ферросплавов

Код 24200 Производство труб, профилей, фитингов из стали

Положения настоящего пособия носят рекомендательный характер и служат для информирования природопользователей и иных заинтересованных о наилучших доступных технических методах, применение которых позволит снизить нагрузку на компоненты природной среды, получить информацию о возможности использования тех или иных технологий при выборе вариантов технического перевооружения предприятия.

2 Нормативные ссылки

В настоящем пособии использованы ссылки на следующие технические нормативные правовые акты в области технического нормирования и стандартизации (далее – ТНПА):

СТБ 17.06.02-03-2015 Охрана окружающей среды и природопользование. Гидросфера. Классификация очистных сооружений сточных вод

СТБ ISO 14001 – 2017 Системы управления (менеджмента) окружающей среды. Требования и руководство по применению

СТБ ИСО 14031-2003 Управление окружающей средой. Оценка экологической эффективности. Общие требования

ГОСТ 805–95 Чугун передельный. Технические условия

ГОСТ 27069-86. Ферросплавы, хром и марганец металлические. Методы определения углерода

ТКП 17.09-06-2022 (33140) Охрана окружающей среды и природопользование. Климат. Выбросы и поглощения парниковых газов. Правила расчета выбросов парниковых газов организациями, осуществляющими хозяйственную и иную деятельность

ТКП 17.09-07-2022 (33140) Охрана окружающей среды и природопользование. Климат. Выбросы и поглощения парниковых газов. Правила расчета косвенных энергетических выбросов парниковых газов

Примечание – При пользовании настоящим техническим кодексом целесообразно проверить действие ТНПА по каталогу, составленному на 1 января текущего года, и по соответствующим информационным указателям, опубликованным в текущем году.

П-ОС 17.XX-XX-XXXX

Если ссылочные ТНПА заменены (изменены), то при пользовании настоящим техническим кодексом следует руководствоваться замененными (измененными) ТНПА. Если ссылочные ТНПА отменены без замены, то положение, в котором дана ссылка на него (них), применяется в части, не затрагивающей эту ссылку.

3 Термины и определения

В настоящем пособии применяют термины и определения, установленные [1] – [4].

4. Основные положения

Черная металлургия – это отрасль промышленности по производству стали, чугуна и других металлических сплавов, с использованием высоких температур и специального оборудования.

Черная металлургия включает: добычу, обогащение и окискование железных, марганцевых и хромитовых руд, концентратов обогащения, подготовку к плавке металлолома, производство чёрных металлов и проката, коксохимическое производство, производство огнеупоров, добычу нерудного сырья (известняков, магнезита, доломита и др.), а также смежные и вспомогательные производства, необходимые для функционирования процесса получения металла.

Важнейшие виды продукции чёрной металлургии: горячекатаный и холоднокатаный листовой и сортовой прокат, трубы и металлоизделия.

Основные типы предприятий черной металлургии:

- металлургические заводы полного цикла (комбинаты);
- сталеплавильные и сталепрокатные заводы (передельная металлургия);
- производство ферросплавов;
- заводы малой металлургии;
- бездоменная металлургия (электрометаллургия).

5 Производство чугуна

Чугунами принято называть сплавы железа с углеродом ($Fe-Fe_3C$) с содержанием углерода свыше 2 % (в разное время это оценивали от 1,7 % до 2,14 %). Наименьшую температуру плавления (1148 °С) имеет сплав без примесей с содержанием углерода 4,38 % (эвтектический) [5]. В доменных печах в наибольшем количестве выплавляют чугун «передельный», предназначенный для передела в сталь или для переплавки в чугунолитейных цехах для производства различных отливок. Передельный чугун в зависимости от назначения выпускается трёх видов:

- передельный коксовый для сталеплавильного производства марок П1 и П2 и для литейного производства марок ПЛ1 и ПЛ2;
- передельный коксовый фосфористый марок ПФ1, ПФ2 и ПФ3;
- передельный коксовый высококачественный марок ПВК1, ПВК2 и ПВК3.

Химические составы данных видов чугуна должны соответствовать техническим условиям ГОСТ 805–95 «Чугун передельный», который устанавливает марки, группы, классы и категории в зависимости от содержания кремния, марганца, фосфора и серы. По требованию потребителей к химическому составу передельного чугуна могут предъявляться дополнительные требования по содержанию углерода, меди, хрома и др. Например, содержание кремния в чугуне марки П1 должно быть свыше 0,5 % и до 0,9 % включительно, в марке П2 – до 0,5 %; в марке ПЛ1 – свыше 0,9 % и до 1,2 %, в марке ПЛ2 – свыше 0,5 % и до 0,9 % включительно.

Кроме передельного чугуна, в доменных печах выплавляют различные виды и марки литейных чугунов:

- литейный коксовый марок ЛК1; ЛК2; ЛК3; ЛК4; ЛК5; ЛК6; ЛК7;
- литейные легированные чугуны, содержащие повышенное содержание некоторых металлов
- хромоникелевые, титанистые, титаномедистые, ванадиевые.

Примерный химический состав чугуна: Si – 0,80 %; Mn – 0,40 %; S – 0,6 %; Ti – 0,10 %; P – 0,08 %; Cr – 0,05 %; C – 4,64 %.

5.1 Общая характеристика технологии доменной плавки

Доменная печь представляет собой печь шахтного типа, предназначенную для получения металла из железосодержащей шихты и кокса.

По принципу работы доменная печь – это противоточный реактор (5.1). Движущей силой в доменной печи является горячее дутье, сжигающее кокс перед воздушными фурмами, образуя фурменный газ. Столб шихты в печи состоит из чередующихся слоев кокса и железорудных материалов, которые загружаются через верх (колошник) доменной печи с температурой окружающего воздуха и с определенной влажностью. Поднимаясь вверх, фурменный газ проходит через шихту и нагревает ее.

По высоте доменная печь разделена на несколько частей:

- на колошнике доменной печи специальным загрузочным устройством железорудное сырьё, флюсы и кокс распределяются определённым образом по окружности и радиусу печи;
- в шахте происходит нагрев шихтовых материалов и начинается восстановление оксидов металлов;
- в распаре и заплечиках практически заканчивается восстановление оксидов железа и образуются жидкие продукты плавки, которые стекают в горн доменной печи;
- в горне (металлоприемнике) доменной печи происходит разделение чугуна и шлака по их удельному весу, а также завершаются процессы восстановления оксидов металлов из жидкого шлака углеродом кокса, заполняющего горн печи.

Доменный процесс начинается с момента вдувания в воздушные фурмы горячего дутья (температура до 1250 °С и выше), которое сжигает перед фурмами кокс и вдуваемое через фурмы топливо. Температура в фурменном очаге достигает 1900– 2300 °С.

Образующийся в процессе горения кокса и вдуваемого углеводородного топлива горячий газ, содержащий восстановители монооксид углерода СО и водород (H₂), а также азот (N₂), поднимается вверх, нагревает и расплавляет опускающиеся железорудные материалы, восстанавливает из рудной части оксиды железа до металла, охлаждается и удаляется из печи. Температура колошникового газа составляет 110– 300 °С.

Образующиеся жидкие металл и шлак стекают по коксовой насадке в горн печи. В горне печи при температуре 1500–1600 °С оксиды шлака FeO, MnO, SiO₂, P₂O₅ и другие восстанавливаются углеродом кокса. Накопленные в горне чугун и шлак периодически удаляют через чугунную летку во время выпусков по установленному графику. На место выгорающего у фурм кокса и опускающихся в горн жидких расплавов поступают новые порции рудного сырья и кокса, непрерывно загружаемых загрузочным устройством на колошнике печи.

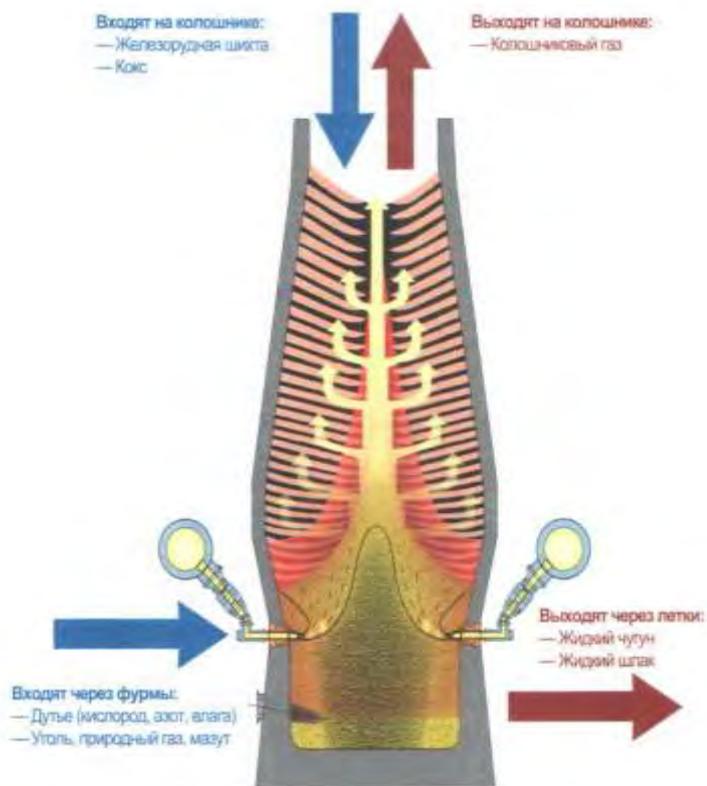


Рисунок 5.1– Принципиальная технологическая схема работы доменной печи [6]

Передельный чугун с содержанием кремния 0,3–1,2 % используют для выплавки стали, а литейный с кремнием свыше 1,2 % поставляют на машиностроительные предприятия. При выплавке ванадийсодержащего чугуна на титаномагнетитовой шихте содержание кремния стараются держать около 0,2–0,3 % для ограничения восстановления титана в чугун.

Вредными примесями в чугуне считаются фосфор и сера, причем при доменной восстановительной плавке удалить фосфор из чугуна невозможно.

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

Основными источниками поступления серы в доменной печи является загружаемое и вдуваемое топливо, т. е. кокс, пылеугольное топливо и мазут, скоторыми приходит в печь 80–90 % серы, 10–20 % с шихтовыми материалами. В топливе часть серы (60–80 %) органическая и остальная часть – минеральная, а в шихтовых материалах – минеральная в виде сульфидов и сульфатов.

При сгорании кокса и вдуваемого топлива вся сера окисляется и переходит в фурменный газ (в виде SO_2 и SO). Основная часть газообразных соединений серы во время движения вверх через слой шихты реагирует с CaO , MgO , FeO , MnO шихтовых материалов и свежевосстановленным железом с образованием сульфидов кальция, магния, железа и марганца. С шихтовыми материалами, железом и затем с чугуном сера в виде сульфидов опускается в горн. Более половины серы при контакте чугуна и шлака переходит в шлак. Серу удаляют созданием условий, обеспечивающих образование в конечных шлаках сульфидов (кальция, магния и марганца) и оптимальных свойств шлака, обеспечивающих его выход из печи. Один из известных способов удаления серы повышение основности конечного шлака. Способствует удалению серы повышение содержания кремния в чугуне.

Шлак используют для производства строительных материалов и шлакопортландцемента.

Побочная продукция – колошниковый газ подается в газовую сеть предприятия и применяется, в том числе для нагрева дутья и сушки желобов.

Отходами производства являются scrap литейного двора, уловленная в сухом пылеуловителе колошниковая пыль, шламы системы мокрой очистки доменного газа. Пыль, уловленная в системе мокрой газоочистки, подается в виде шлама в специальные бассейны-отстойники, где шлам сгущается и откачивается со дна сгустителя, очищенная вода поступает в оборотный цикл водоснабжения. Шламы системы мокрой газоочистки доменного процесса содержат повышенное количество цинка и щелочей, поэтому могут иметь ограниченное применение в рециклинге. Как правило, этот шлам выводится из оборота и размещается либо в прудах-отстойниках, либо в шламохранилищах.

Технологический процесс производства чугуна в доменной печи, схематично представленный на рисунке 5.2, осуществляется в сложном комплексе агрегатов и оборудования, который включает:

- рудный двор с кранами-перегрузателями для разгрузки и усреднения сырья;
- шихтовое отделение с бункерами для загружаемых в печь материалов;
- воздухонагреватели для нагрева дутья до 1000–1200 °С (до 1400 °С на ВНК);
- доменную печь с механизмами загрузки сырья и выдачи продуктов плавки;
- системы газоочистки;
- установки обработки шлака (придоменную грануляцию шлака или находящееся в отдалении от доменного цеха отделение по переработке шлака для получения щебня, граншлака или другой продукции);
- разливочные машины для разливки товарного чугуна.

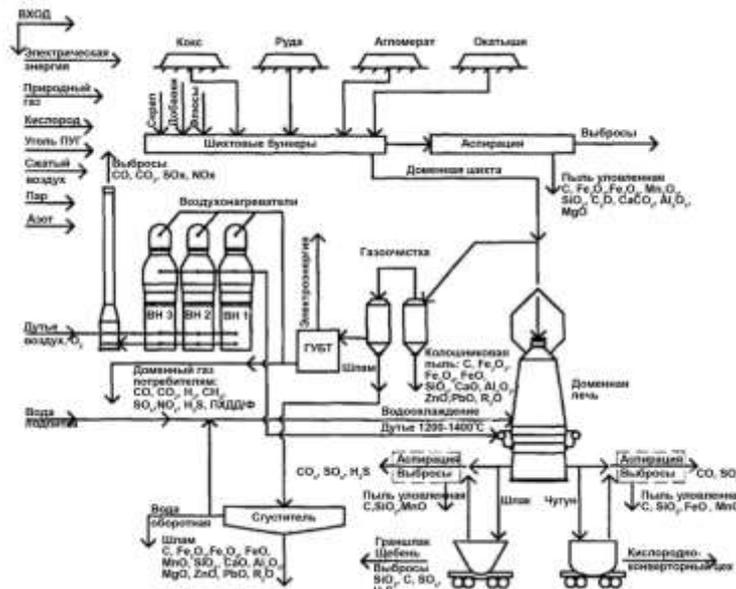
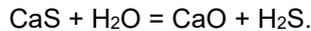


Рисунок 5.2 – Технологическая схема производства чугуна в доменной печи, видов и мест выделения эмиссий

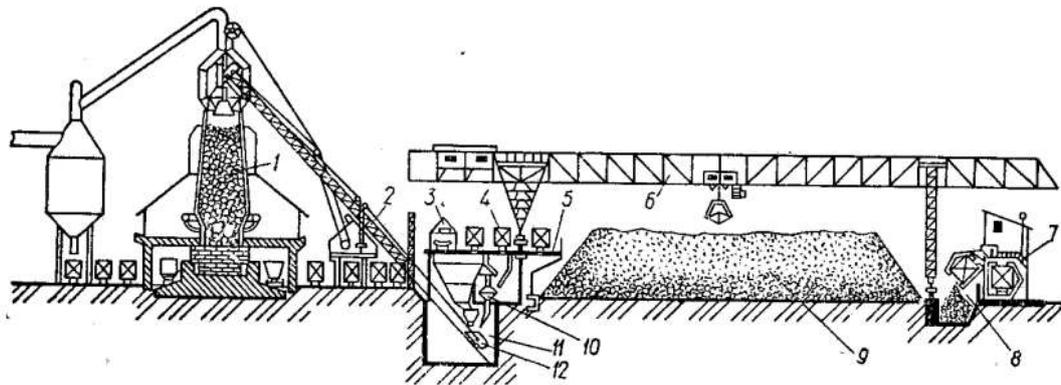
Технологические операции процесса выплавки чугуна, как видно из рисунка 5.2, сопряжены с эмиссиями загрязняющих веществ. Использование сухих материалов (кокса, агломерата, окатышей, железных руд, флюсов или их заменителей), обладающих к тому же абразивными свойствами, приводит к выделению пыли в местах перегрузок, при отсеивании мелочи на грохотах, при наборе материалов в весовую воронку в шихтовом отделении. При выпуске чугуна происходит активное выделение железистого оксида из чугуна и окисление струи металла. При охлаждении шлака водой выделяется H_2S , образующийся при взаимодействии сульфида кальция шлака с водой или влагой воздуха:



При нагреве дутья в доменных воздухонагревателях образуются дымовые газы с характерным для них составом в виде оксидов азота, оксида углерода, оксида серы.

5.2 Прием и хранение сырья, дозирование, отсев мелочи

Поступающее в доменный цех железорудное сырье – руда, окатыши и агломерат при отсутствии бункерной эстакады разгружают из вагонов на рудном дворе в траншеи, на эстакаде или вагоноопрокидывателем (см. рисунок 5.3). При наличии бункерной эстакады в доменном цехе материалы разгружаются в бункера, обеспечивающие, в том числе необходимый кратковременный запас шихтовых материалов. На рудном дворе доменного цеха также хранят стратегический запас рудного сырья на случай возможных задержек поставок.



1 – доменная печь; 2 – скиповый подъемник; 3 – галерея коксового конвейера; 4 – перегрузочный вагон (трансферкар); 5 – бункерная эстакада; 6 – рудный перегружатель; 7 – вагоноопрокидыватель; 8 – приемная траншея; 9 – штабель руды; 10 – вагон-весы; 11 – скиповая яма; 12 – скип

Рисунок 5.3 – Схема приемки, усреднения сырья и загрузки в доменную печь

Рудным краном-перегружателем формируют штабели для усреднения поступивших отдельных партий сырья. Для каждого материала, как правило, отводят два штабеля, которые формируют и забирают поочередно. Руду усредняют грейферным краном, укладывая ее тонкими слоями вдоль штабеля. Забор руды производят грейфером вразрез штабеля. Окатыши и агломерат на рудном складе не усредняют. Рудное сырье кран выгружает в трансферкар, который перевозит его в нужные бункеры доменных печей. Трансферкар (перегрузочный вагон) необходим для ускорения загрузки бункеров доменных печей, чтобы не перемещать рудный кран-перегружатель вдоль фронта бункеров нескольких доменных печей. На современных металлургических комбинатах агломерат, с аглофабрики, может подаваться в доменный цех конвейерами. При загрузке доменных печей с бункерной эстакады набор компонентов шихты и их подача в загрузочный скип осуществляется системой дозаторов и транспортеров.

Перед подачей в доменную печь из рудного сырья и кокса в процессе набора дозы в весовую воронку на электровибрационных грохотах отсеивают мелочь. От агломерата и окатышей отсеивают фракцию менее 5 мм, а от кокса – менее 25 (35) мм, могут выделяться мелкие фракции кокса 10–25 (35) мм для отдельной загрузки в доменную печь.

На колошник шихта подается скипами, а на современных печах – конвейерами.

В подбункерных помещениях доменной печи в процессе транспортировки, отсева мелочи и дозирования компонентов шихты в весовые воронки образуется много тонкодисперсной пыли. Для

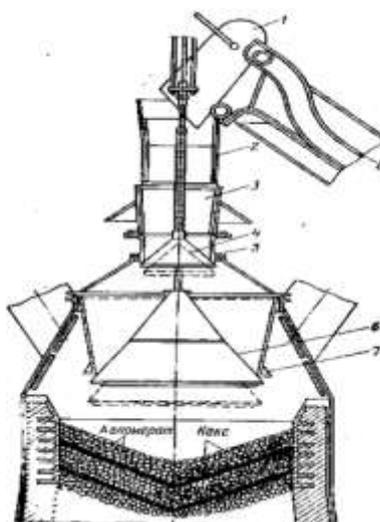
П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

удаления пыли из рабочего пространства подбункерные помещения оборудуются аспирационными установками с очисткой воздуха от пыли и последующей удалением пыли.

5.3 Загрузка печи

Решающую роль в устойчивой и экономичной работе доменной печи играет технология загрузки печи железорудным сырьем и коксом. Для этого применяются специальные загрузочные устройства (или засыпные аппараты), которые загружают печь таким образом, чтобы рудные материалы и кокс располагались на колошнике доменной печи в нужных зонах и равномерно по окружности. Как правило, рудная часть и кокс располагаются в печи слоями с некоторой большей долей кокса в центре и на периферии. Это обеспечивает равномерный газовый поток по сечению печи по всей ее высоте с активностью в центре и на периферии.

В настоящее время в России на доменных печах загрузку шихты производят 27 двухконусными загрузочными устройствами (см. рисунок 5.4); бесконусными загрузочными устройствами (БЗУ) Пауль Вюрт с вращающимся лотком (см. рисунок 5.5) (НТМК – ДП-5 и ДП-6; НЛМК – ДП-5, ДП-6 и ДП-7; ММК – пять из восьми доменных печей; ЧерМК – ДП-3, ДП-4, ДП-5; ЧелМК – ДП-1); в АО «Уральская Сталь» – ДП-3 БЗУ конструкции DanieliCorus (принцип работы аналогичен БЗУ «Пауль Вюрт»); и 3 бесконусными роторными загрузочными устройствами (БРЗУ) ТОТЭМ (см. рисунок 5.6) (ЗСМК все печи – ДП-1, ДП-2 и ДП-3).



1 – скип; 2 – приемная воронка; 3 – вращающаяся воронка малого конуса; 4 – малый конус; 5 – вращающийся распределитель шихты (ВРШ); 6 – большой конус; 7 – воронка большого конуса; 8 – наклонный мост

Рисунок 5.4 – Двухконусный засыпной аппарат [7]

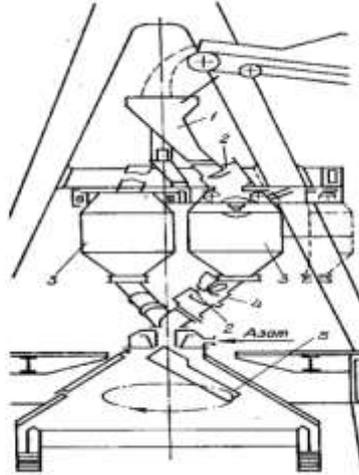
В настоящее на доменных печах загрузку шихты производят:

- двухконусными загрузочными устройствами;
- бесконусными загрузочными устройствами (далее-БЗУ);
- Пауль Вюрт с вращающимся лотком;
- бесконусными роторными загрузочными устройствами (далее-БРЗУ);

В последнее время сначала большие доменные печи, а затем и печи меньшего объема стали оснащаться бесконусными загрузочными устройствами (БЗУ) Пауль Вюрт с лотковой загрузкой (см. рисунок 5.5). Особенностью данной конструкции бесконусного загрузочного устройства (БЗУ) является возможность вращающегося лотка менять угол наклона для изменения траектории ссыпания шихтовых материалов одной порции. Это обеспечивается работой сложного редуктора, находящегося в колошниковой зоне печи при высоких температурах. Для охлаждения редуктора в него непрерывно подают азот.

По сравнению с применением двухконусного засыпного аппарата БЗУ с однолотковой загрузкой вызывает меньший сдвиг шихты по радиусу печи, но приводит к большей неравномерности распределения шихты по окружности печи, так как невозможно точно регулировать или определить место начала и окончания ссыпания шихтовых материалов. Применение БЗУ с двойным распределительным лотком не устранило указанный недостаток лоткового БЗУ [6]. Загрузочное устройство с вращающимся лотковым распределителем шихты требует принятия специальных мер по устранению окружной неравномерности распределения

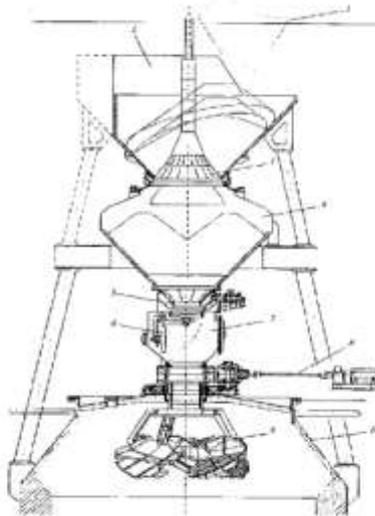
материалов на колошнике. Для предотвращения подстоев шихты при работе с лотковым БЗУ рекомендуется режим работы с достаточно сильно раскрытым газовым потоком в центре печи, при котором в осевую зону дают увеличенное количество кокса, что приводит к повышению температуры в осевой части до 400–500 °С. Это дополнительно осложняет условия работы редуктора в этой зоне колошника.



1 – приемная воронка; 2 – газоплотный клапан; 3 – бункер шихты; 4 – шихтовый затвор; 5 – вращающийся лоток

Рисунок 5.5 – Бесконусное загрузочное устройство (БЗУ) Пауль Вюрт с вращающимся лотком [7]

Указанные недостатки преодолены в бесконусном роторном загрузочном устройстве (БРЗУ) ТОТЭМ (см. рисунок 5.6)



1 – скип; 2 – приемная воронка; 3 – шихтовый и газовый затвор конусного типа; накопительный бункер; 5 – шихтовый клапан; 6 – газовый клапан; 7 – корпус клапанов; 8 – привод ротора; 9 – ротор; 10 – купол печи

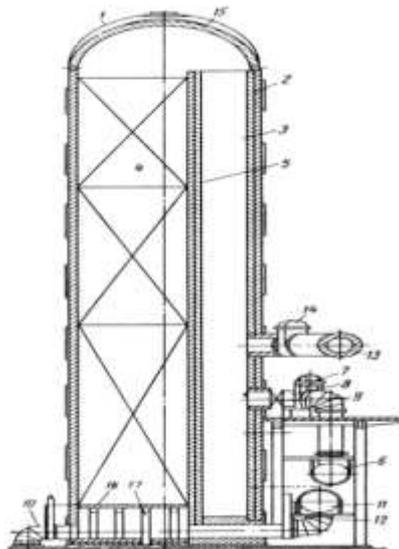
Рисунок 5.6 – Бесконусное роторное загрузочное устройство (БРЗУ) ТОТЭМ [7]

Бесконусное загрузочное устройство с роторным принципом распределения шихты реализует принципиально новую технологию загрузки шихтовых материалов на поверхность засыпи, которое заключается в подаче их пятью плоскими веерообразными потоками, сходящими с лепестков вращающегося ротора. При этом материал, падая на поверхность засыпи, не деформирует её и остаётся на месте падения. Регулирование распределения материалов по радиусу осуществляется изменением скорости вращения ротора. Достоинством БРЗУ является то, что привод ротора для вращения загрузочных лепестков находится снаружи печи и не подвергается сильному нагреву.

5.4 Подготовка дутья

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

Нагрев дутья, подаваемого в доменную печь, имеет большое значение в экономии энергоресурсов при выплавке чугуна. Повышение температуры дутья на 100 °С в интервале температур 800–1000 °С снижает расход кокса на 3,9 %, а в интервале 1000–1200 °С – на 2,2 %. В доменном производстве используются регенеративные воздухонагреватели с внутренней камерой горения, обеспечивающие нагрев дутья до 1200 °С (см. рисунок 5.7).



1 – купол ВН; 5 – насадка; 3 – камера горения; 8 – газовая горелка; 9 – штуцер газовой горелки; 12 – штуцер клапана холодного дутья; 15 – подкупольное пространство

Рисунок 5.7 – Воздухонагреватель с внутренней камерой горения

Однако воздухонагреватели с внутренней камерой горения, расположенной в одном кожухе с регенеративной огнеупорной насадкой, при длительной эксплуатации выявили ряд недостатков, а именно изгиб воздухонагревателя, короткое замыкание, пульсации, крип, неравномерность распределения потоков по насадке. Эти недостатки требуют ремонтов и ограничивают температуру эксплуатации до 1200 °С. Основные недостатки, связанные с внутренней камерой горения, были устранены в воздухонагревателях с выносной камерой горения (см. рисунок 5.8).

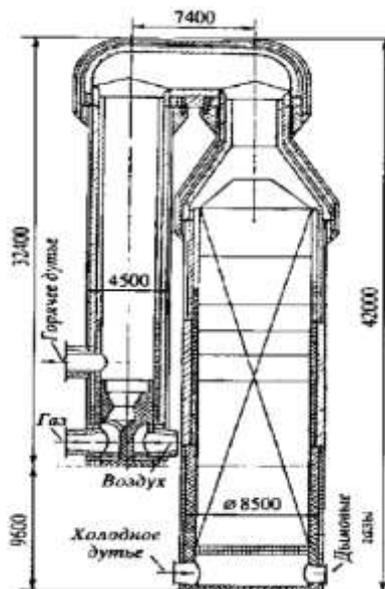


Рисунок 5.8 Воздухонагреватель с выносной камерой горения

В последнее время получили распространение воздухонагреватели без высокой камеры горения конструкции Я.П. Калугина (ВНК) [8]. На рисунке 5.9 представлена принципиальная

конструкция ВНК, обеспечивающая нагрев дутья до 1350 °С и низкое содержание в дымовых газах CO и NO_x.

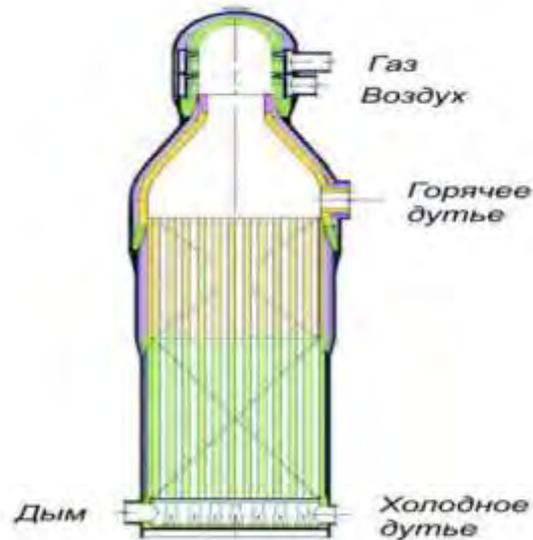


Рисунок 5.9 Воздухонагреватель конструкции Я. П. Калугина [8]

Отличительной особенностью ВНК является то, что температура горячего дутья 1250–1300 °С обеспечивается доменным газом с низкой теплотой сгорания и без добавок высококалорийного газа. Установка теплообменников для утилизации низкопотенциального тепла отходящих дымовых газов со средней температурой 280– 330 °С для нагрева доменного газа и воздуха для отопления воздухонагревателей позволила снизить температуру дыма до 120 °С и увеличить температуру дутья без добавок высококалорийного газа. Существенным элементом этой конструкции является струйно-вихревая горелка, расположенная вверху купола по оси воздухонагревателя, имеющая форкамеру. Горелка обеспечивает концентрацию CO_v отходящем дыме не более 50 мг/м³, что в два раза ниже европейских норм. Концентрация NO_x составляет не более 100 мг/м³. Комбинированное дутье в качестве одного из приемов регулирования теплового состояния печи применяют увлажнение дутья подачей пара. Подача пара повышает содержание водорода в восстановительных газах и ускоряет процессы восстановления в печи [9, 10]. Для сохранения теплового состояния печи на каждый 1 г воды в 1 м³ дутья следует повысить температуру дутья на 9 °С.

Существенным шагом в развитии технологии доменной плавки стало обогащение дутья кислородом, которое вызвало некоторые изменения параметров плавки, а именно:

- повысилась теоретическая температура горения в фурменном очаге;
- повысилось содержание окиси углерода в горновых газах;
- уменьшился расход дутья на единицу сжигаемого у фурм углерода; - увеличилась производительность печи.

Особенно большой эффект дало обогащение дутья кислородом при выплавке в доменных печах ферросплавов – ферромарганца и ферросилиция. Новый этап в повышении содержания кислорода в дутье доменных печей наступил с началом вдувания природного газа и других добавок к дутью, так как простая подача природного газа с дутьем приводит к охлаждению горна и не экономит кокс. Например, при одновременном обогащении дутья кислородом до 120 м³/т чугуна количество вдуваемого природного газа можно увеличить до 100 м³/т без изменения теплового состояния печи. Есть примеры с расходом природного газа до 170–200 м³/т чугуна с соответствующей компенсацией расходом кислорода.

Обогащение дутья кислородом обеспечивает вдувание в доменные печи ПУТ до 250 кг/т чугуна.

Несмотря на одновременное вдувание в горн доменной печи природного газа и кислорода, коэффициент замены кокса природным газом не превышает 0,8. Чрезмерный расход природного газа без соответствующей компенсации кислородом приводит к разложению метана не в фурменном очаге, а в восстановительной атмосфере шахты доменной печи, при этом образуется водород и сажистый углерод, затрудняющий работу печи. Повышение эффективности использования природного газа в доменной плавке для замены кокса можно достигнуть

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

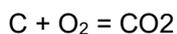
предварительной его конверсией перед вдуванием, например, путем использования мощных плазмотронов [11].

В настоящее время содержание кислорода в дутье доменных печей некоторых заводов доходит до 26–33 % при расходе природного газа до 100–140 м³/т чугуна.

Рассмотрение перспектив развития технологии производства чугуна, которые могут снизить потребление углерода на восстановление железа из руд и уменьшить негативное воздействие на окружающую среду, приводит к необходимости изучения технологии доменной плавки на кислородном дутье с обогащением восстановительным газом [12, 13]. Исключение азота из объема восстановительного газа в печи с учётом дополнительного вдувания природного или коксового газов повысит восстановительный потенциал газов в печи, в том числе за счёт большего участия водорода. На этом этапе отмывка СО₂ от колошникового газа будет хорошим дополнением к новой технологии [14]. Применение «кислородной» доменной технологии приведёт к отказу от использования воздухонагревателей для нагрева вдуваемого дутья, позволит на треть уменьшить размеры доменных печей при сохранении производительности, что снизит требования к прочности кокса.

5.5 Выплавка чугуна

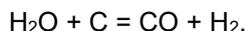
Выплавляемые в доменной печи чугуны кроме железа и углерода содержат кремний, марганец, фосфор, серу и другие элементы, количество которых зависит от состава шихты и температурных условий плавки. Восстановителями являются окись углерода (СО), водород (Н₂) и твердый углерод (С), которые, как восстановители, ведут себя по-разному при различных температурах по высоте печи. Источником газообразных восстановителей является углерод кокса, сгорающий в струе горячего дутья в фурменном очаге, по реакции:



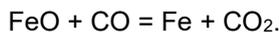
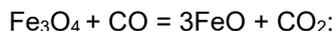
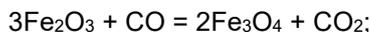
Образующийся оксид углерода (СО₂) при температуре в горне печи 1600°С– 2300 °С взаимодействует с углеродом кокса по реакции:



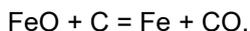
При наличии влаги в дутье вода также взаимодействует с углеродом по реакции:



Таким образом, в горне печи присутствуют три вида восстановителя (С, СО и Н₂) по отношению к оксидам шихты. Восстановление оксида железа происходит по реакциям:



Аналогично эти реакции описываются с участием водорода. В доменной печи только 50–80 % всех оксидов железа в опускающихся полурасплавленных массах восстанавливается оксидом углерода и водородом. Остальная часть восстанавливается в горне печи из жидкого шлака твердым углеродом по реакции:



В горне печи температура продуктов плавки равна 1500–1600 °С. При этой температуре практически завершаются процессы восстановления оксидов шлака с участием углерода кокса. Также завершается образование карбидов железа. В чистом от примесей чугуне содержание углерода составляет 4,3–4,4 %. Марганец и хром образуют устойчивые карбиды и повышают содержание углерода в чугуне.

По мере опускания рудной части в горн печи и последовательного восстановления оксидов железа до металла, в зоне первичного шлакообразования в средней части шахты печи происходит постепенное разделение материалов на металл и шлаковую часть. При науглероживании свежавосстановленного металлического железа до 2,0 % температура его плавления снижается с 1535 °С до 1330 °С и этот сплав чугуна стекает в горн, где содержание углерода при контакте чугуна с коксом увеличивается до 4,3– 4,6 %, а температура плавления понижается до 1150 °С.

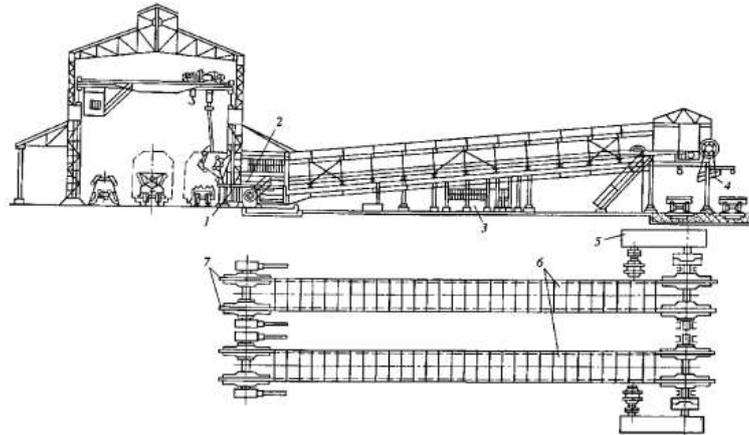
Аналогично меняются состав и свойства первичного шлака по мере опускания его в горн печи, где в его состав войдет зола кокса и ПУТ. Доменная шихта рассчитывается таким образом, чтобы вязкость (жидкотекучесть) конечного шлака, состоящего в основном из оксидов SiO₂, Al₂O₃, CaO, MgO, была достаточной для свободного выхода его из печи во время выпуска чугуна. В большинстве случаев это достигается при основности шлака по CaO/SiO₂, равной 0,8–1,0.

Разная удельная плотность металла и шлака обуславливает их разделение в горне печи на два слоя. При накоплении в горне достаточного количества жидких продуктов плавки производят их выпуск через чугунную летку. Число выпусков чугуна в сутки на доменной печи составляет от 6

до 12. При совместном выходе чугуна и шлака их разделение происходит в скиммерном устройстве главного горнового желоба. Чугун сливают в чугуновозные ковши и отправляют в сталеплавильный цех, а шлак – в шлаковую чашу для переработки или сразу гранулируют на припечной гранустановке. Температура чугуна при выпуске его из печи примерно 1420–1480 °С, а шлака – 1510– 1530 °С. Для снижения выброса газов на литейный двор во время выпусков продуктов плавки транспортные желоба оборудуют укрытиями и системами улавливания и очистки аспирационных газов от пыли.

5.6 Разливка товарного чугуна на разливочных машинах

При остановке конвертерного цеха на плановый ремонт образуется избыток жидкого чугуна, который является самостоятельной товарной продукцией. Товарный чугун разливают на двухручьевой разливочной машине (см. рисунок 5.10).



1 – стенд; 2 – разливочный желоб; 3 – опрыскиватель; 4 – устройство для погрузки чушек в вагоны; 6 – конвейер с мультами; 7 – натяжное устройство

Рисунок 5.10 – Разливка чугуна в чушки

Чугуновозный ковш устанавливают на стенд, затем подъемным краном наклоняют его для перелива чугуна в промежуточную емкость и на разливочную машину. Чугун разливается в мульты, которые предварительно обрабатывают известковым молоком для предотвращения приваривания чугуна к мульте.

Существует технология разливки чугуна в гранулы, подобно получению гранулированного шлака. Такой чугун успешно транспортируется в железнодорожных вагонах и легко дозируется на плавку. Затраты на разливку чугуна в гранулы значительно меньше, чем на обслуживание и поддержание разливочной машины в рабочем состоянии.

5.7 Обработка доменного шлака

Конечный доменный шлак имеет примерный химический состав: SiO_2 – 37,5 %; Al_2O_3 – 12,3 %; CaO – 36,3 %; MgO – 9,9 %; MnO – 0,4 %; FeO – 0,3 %; TiO_2 – 1,2 %; Na_2O – 1,1 %; K_2O – 1,0 %. Основность шлака CaO/SiO_2 – 0,95–1,2.

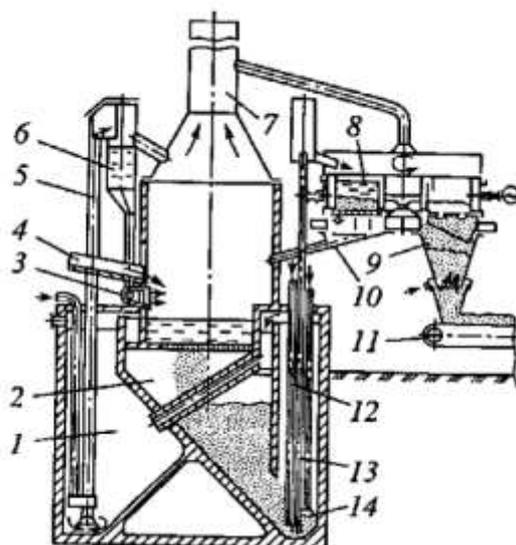
Шлак охлаждается водой на припечных грануляционных установках (см. рисунок 5.11) или на отдельно стоящих установках, либо в специальных шлаковых ямах. Наиболее распространенной технологией переработки доменного остается переработка шлака в щебень, являющийся широко востребованным продуктом в дорожном строительстве и в случае влияния сезонности спроса не имеет проблем с хранением.

Большая часть гранулированного доменного шлака используется при производстве цемента.

При грануляции шлака на припечной гранустановке выходящий во время выпуска шлак стекает по желобу 4 на поток воды гранулятора 3, дробится и, попадая в бункер охладитель 2, охлаждается. Затем полученный гранулированный шлак перекачивается и обезвоживается в специальных секциях, высушивается продувкой воздухом и отгружается. Образующийся при грануляции пар удаляется в атмосферу.

Недостатком грануляции доменного шлака является повышенная его влажность, затрудняющая его отгрузку и транспортировку потребителям в зимнее время.

Лучшим способом грануляции доменного шлака по ходу его выпуска из печи является полусухая грануляция во вращающемся сетчатом барабане. При таком способе шлак меньше смерзается и не требует ввода антислеживающих добавок.

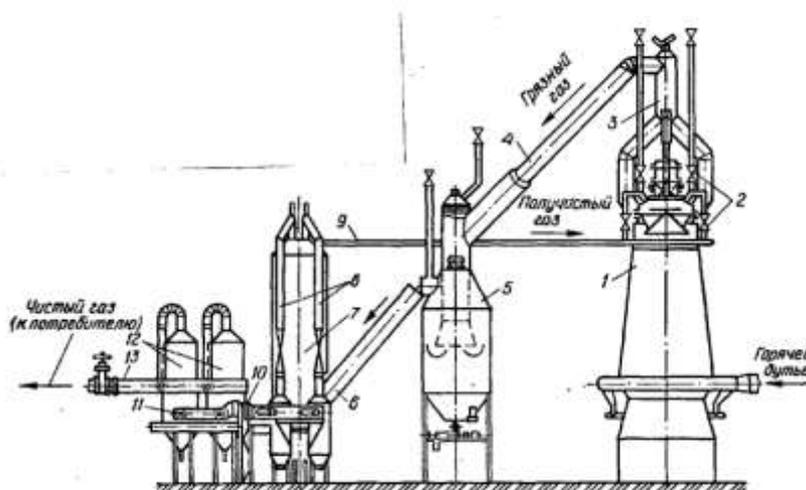


1 – камера оборотной воды; 2 – бункер; 3 – сопло для грануляции шлака; 4 – желоб; 9 – бункер сушки; 10 – кольцевой водосборник; 14 – эрлифт

Рисунок 5.11 – Технологическая схема припечной грануляции

5.8 Очистка доменного газа и утилизация его химической энергии

Доменная печь в зависимости от вида выплавляемого чугуна производит до 2500 м³ /т доменного газа состава 25–27 % CO, 22–25 % CO₂, 8–10 % H₂, представляющего в общезаводском балансе горючих газов до 25–30 % по теплу. Для его очистки от пыли перед подачей в заводскую сеть грязный доменный газ проходит многоступенчатую очистку (см. рисунок 5.12).



1 – доменная печь; 2 – уравнивательные клапаны засыпного аппарата; 3, 4 – соответственно вертикальный и наклонный (нисходящий) газопроводы; 5 – пылеуловитель; 6, 9, 13 – газопроводы; 7 – скруббер высокого давления; 8 – труба-распылитель (труба Вентури); 10 – дроссельное устройство; 11 – газопровод получистого газа; 12 – электрофильтры

Рисунок 5.12 – Комплекс газоочистных сооружений доменной печи

В сухом пылеуловителе содержание пыли в газе снижается до 1–3 г/м³. В мокром скруббере после полутонкой очистки содержание пыли в газе снижается до 0,1–0,8 г/м³. В дроссельных группах производится тонкая очистка, и содержание пыли в доменном газе снижается до 0,005–0,01 г/м³. При работе доменных печей при повышенном давлении тонкая очистка достигается в трубах-распылителях.

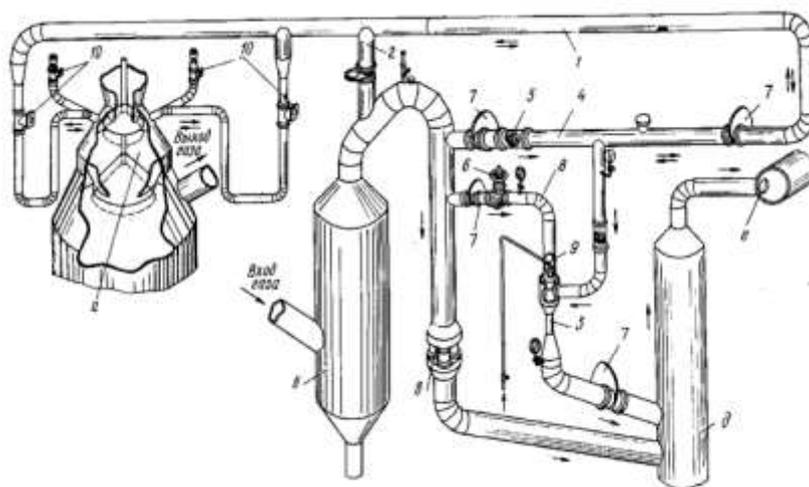
В настоящее время на новых и реконструируемых доменных печах стали устанавливать сухие газоочистки, которые не требуют воды для улавливания пыли.

5.9 Водопотребление

Работа доменной печи связана с потреблением большого количества технической воды, необходимой для работы системы охлаждения печи, очистки доменного газа и других производственных нужд. Для работы печи в аварийной ситуации при отключении насосов подачи воды, предусмотрена резервная емкость для обеспечения циркуляции охлаждающей воды в течение 30–40 мин работы цеха. Расход воды доменного цеха составляет 18–25 % в общезаводском балансе. Удельный расход воды составляет 60 м³/т чугуна, в том числе свежей на подпитку – 4,5 м³/т.

Водное хозяйство современных металлургических заводов требует повышения качества очистки оборотной воды. Первоначально эту задачу решали увеличением количества ступеней очистки (числом радиальных отстойников), что увеличивало затраты. Более перспективным путем решения задач очистки оборотной воды является применение отстойников-флокуляторов. Например, при строительстве новой доменной печи объемом 4000 м³ три малогабаритных отстойника-флокулятора заменили три радиальных отстойника диаметром 30 м, заняли по площади в четыре раза меньше места и в два раза сократили стоимость очистных сооружений [15].

Очистки требуют не только доменный газ, поступающий в заводскую газовую сеть. Необходимо очищать перед выбросом в атмосферу доменный газ из межконусного пространства загрузочного устройства доменной печи, так как из межконусного пространства в атмосферу под высоким давлением грязный доменный газ за сутки выбрасывается до 200 раз. На некоторых заводах работают установки для улавливания, очистки и утилизации доменного газа из межконусного пространства доменной печи (см. рисунок 5.13) [16]. По этой технологии грязный доменный газ из межконусного пространства не выбрасывается в атмосферу, а очищается в автономной малогабаритной газоочистке и возвращается в газопровод чистого доменного газа. Установка для улавливания и очистки газа из межконусного пространства доменной печи может работать независимо от доменной газоочистки. Расход воды на очистку составляет 40–50 м³/ч.

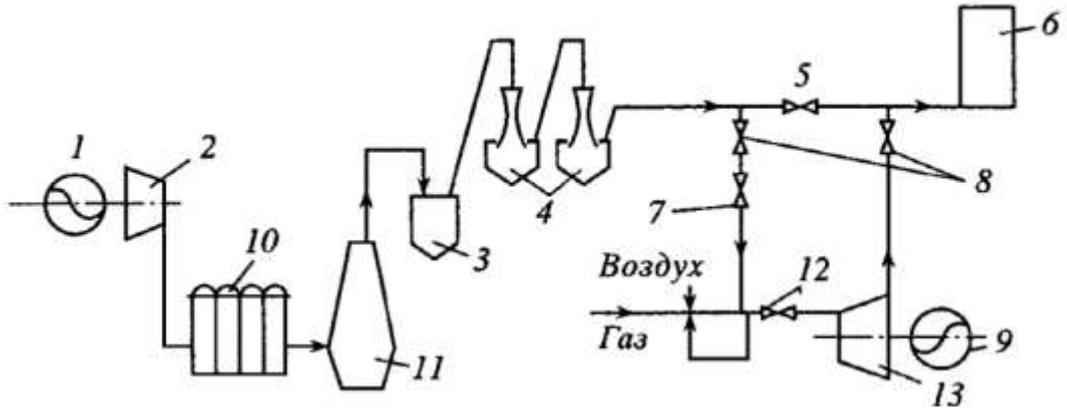


а – межконусное пространство загрузочного устройства доменной печи; б – скруббер; в – дроссельная группа; г – коллектор чистого доменного газа; д – каплеуловитель;
 1 – уравнильный газопровод; 2 – байпасный газопровод; 3 – эжектор; 4 – газопровод; дроссель-клапан с приводом; 6 – дисковая задвижка; 7 – листовая задвижка; 8 – газопровод получистого газа; 9 – эвольвентная форсунка; 10 – уравнильные клапаны большого и малого конуса

Рисунок 5.13 – Установки для улавливания, очистки и утилизации доменного газа из межконусного пространства доменной печи

5.10 Утилизация избыточного давления доменного газа

Газовые утилизационные бескомпрессорные турбины (ГУБТ) устанавливаются на доменных печах после пылеуловителей и скруббера с трубами Вентури для выработки электроэнергии за счет использования повышенного давления колошникового газа для вращения турбины и электрогенератора. Мощность некоторых ГУБТ составляет 7 и 12 МВт. Технологическая схема утилизации повышенного давления доменного газа приведена на рисунке 5.14 [7].



1 – двигатель; 2 – воздуходувка; 3 – пылеулавливатель; 4 – скруббер с трубами Вентури; 5 – перегораживающий клапан; 6 – газгольдер; 7 – аварийный отсечной клапан; 8 – листовая задвижка; 9 – генератор; 10 – воздуходувка; 11 – доменная печь; 12 – регулирующий клапан; 13 – турбина

5.14 – Технологическая схема утилизации энергии доменного газа

5.11 Основное природоохранное оборудование

Для снижения негативного воздействия на окружающую среду процесса производства чугуна на технологических участках устанавливается природоохранное оборудование:

- газоочистное и аспирационное оборудование, обеспечивающее необходимый уровень очистки технологических газов и аспирационного воздуха от содержащихся в них загрязняющих веществ перед отводом газов или воздуха в атмосферу или возвратом обратно в рабочую зону;
- водоочистные сооружения, обеспечивающие очистку загрязнённых промышленных сточных вод.

Назначение, описание, технологические характеристики природоохранного оборудования, используемого при производстве чугуна, приведены в таблице 5.1

Таблица 5.1 – Назначение и описание природоохранного оборудования, используемого при производстве чугуна

Наименование оборудования	Назначение оборудования	Существенные характеристики природоохранного оборудования
Циклоны сухие	Улавливание грубой пыли вентиляционных систем	Тип ЦН-15 и ВЗП. Эффективность очистки – от 70 % до 85 %. Остаточная запыленность – до 600 мг/нм ³
Пылеуловитель	Улавливание пыли отходящих технологических газов	Эффективность очистки от грубой пыли – 80–95 %
Электрофильтры	Улавливание пыли отходящих технологических газов	Эффективность очистки – до 95-99 % Остаточная запыленность – до 30 мг/нм ³
Тканевые (рукавные) фильтры	Очистка от пыли отходящих технологических газов. Очистка от пыли аспирационного воздуха.	Эффективность очистки о тонкой пыли – до 90-98 %
Тканевые фильтры с комбинированными сорбционными процессами	Очистка технологических газов от тонкой пыли и газов SO _x , HCl, HF	Выбросы SO _x сокращаются на 30-90 %
Скрубберы мокрые	Улавливание пыли отходящих технологических газов с помощью воды	Тип – скрубберы оросительные, скрубберы с трубой Вентури, остаточная запыленность – от 40 до 80 мг/нм ³
Дроссельное устройство	Поддержание и регулирование повышенного давления в доменной печи. Тонкое распыливание воды для улавливания пыли	Группа дроссельных клапанов различного диаметра

5.12 Материальные потоки, виды эмиссий, их образование и улавливание

По всей технологической цепочке производства чугуна в местах выгрузки сырья, складирования, хранения пылящих материалов на открытых площадках, дозирования компонентов

шихты на различном оборудовании, работе уравнильных клапанов при загрузке печи, выпуске чугуна и шлака, транспортировки отходов производства и готовой продукции имеют место организованные и неорганизованные выбросы (эмиссии) загрязняющих веществ в виде пыли, газов, образования отходов, образования сточных вод. Материальные потоки, характерные основные эмиссии при производстве чугуна приведены в таблице 5.2.

Таблица 5.2 – Перечень материальных потоков и эмиссий

Выходной поток	Этап процесса (подпроцесс)	Выходной поток	Основное технологическое оборудование	Эмиссии
Железные руды, агломерат, кокс, окатыши, флюсы, добавки	Приемка, складирование, усреднение сырья	Усредненное железорудное сырье	Железнодорожные весы, вагоноопрокидыватели, краны-перегрузчики, усреднители сырья, ленточные конвейеры	Взвешенные вещества состава: С, Fe ₂ O ₃ , Fe ₃ O ₄ , FeO, FeCO ₃ , SiO ₂ , Al ₂ O ₃ , MgO, MnO, CaCO ₃ , MgCO ₃ , MnCO ₃
Железные руды, флюсы, топливо	Дозирование компонентов доменной шихты (подбункерное помещение)	Сдозированная шихта в скип	Бункеры, объемные и весовые дозаторы, ленточные конвейеры	Взвешенные вещества состава: С, Fe ₂ O ₃ , Fe ₃ O ₄ , FeO, FeCO ₃ , SiO ₂ , Al ₂ O ₃ , MgO, MnO, CaCO ₃ , MgCO ₃ , MnCO ₃ , шум, вибрация
Выбросы пыли и газов	Выпуск чугуна, шлака	Уловленная пыль, очищенный воздух с выбросом в атмосферу	Аспирация, циклоны, дымососы	Взвешенные вещества состава: С, Fe ₂ O ₃ , Fe ₃ O ₄ , FeO, SiO ₂ , CaO, MgO, Al ₂ O ₃ , MnO, газовые компоненты: CO, SO _x , H ₂ S, тепловое излучение
Запыленный воздух	Пылеочистка аспирационных систем	Обеспыленный воздух с выбросом в атмосферу, пыль сухая, шламы	Циклоны, мокрые скрубберы	Взвешенные вещества состава: С, Fe ₂ O ₃ , Fe ₃ O ₄ , FeO, CaO, MgO, Al ₂ O ₃ , MnO, SiO ₂ , шум, вибрация
Сточные воды гидросмыва пыли помещений, влажный шлам мокрых газоочисток	Оборотный цикл водоснабжения	Осветленная вода оборотного цикла, сгущенные шламы	Отстойники грязной воды, сгустители шламов	Взвешенные вещества состава: С, Fe ₂ O ₃ , Fe ₃ O ₄ , FeO, SiO ₂ , CaO, MgO, MnO, Al ₂ O ₃ , FeCO ₃ , CaCO ₃ , ZnO, MgCO ₃ , MnCO ₃
Влажные шламы газоочисток	Обезвоживание и сушка шламов	Осветленная вода в оборотный цикл, шлам сухой	Сгустители шламов, вакуум-фильтры, сушильные барабаны	Взвешенные вещества состава: С, Fe ₂ O ₃ , Fe ₃ O ₄ , FeO, SiO ₂ , Al ₂ O ₃ , CaO, MgO, MnO, FeCO ₃ , CaCO ₃ , ZnO, MgCO ₃ , MnCO ₃

5.13 Факторы негативного воздействия на окружающую среду

Факторами негативного воздействия на окружающую среду являются следующие.

5.13.1 Выбросы загрязняющих веществ в атмосферный воздух

Доменное производство характеризуется наличием организованных и неорганизованных выбросов пыли и газов в атмосферу, в т.ч. выбросов от переработки шлака (см. таблицы 3.27, 3.28).

При производстве чугуна происходят неорганизованные и организованные выбросы в атмосферу загрязняющих веществ с твердыми компонентами (взвешенные вещества): С, Fe₂O₃, FeO, SiO₂, MgO, Al₂O₃, MnO, CaO; газообразными компонентами: NO₂, NO, SO₂, CO, CO₂, H₂S, бенз(а)пиреном.

Организованными источниками эмиссий в окружающую среду служат:

- дымовые газы воздухонагревателей, имеющие характерный для процессов сжигания газообразного топлива состав;
- аспирационные системы литейных дворов доменных печей и бункерной эстакады;
- выбросы от переработки шлаков для процессов придоменной грануляции.

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

Таблица 5.3 – Данные по материальным потокам для доменных печей в странах ЕС [17]

Вход			Выход		
Сырьевые материалы			Эмиссии и отходы		
Агломерат	кг/т чугуна	116-1621	Энергия		
Железная руда		0-684	Доменный газ	МДж/т чугуна	3377 - 6061 40-91
Окатыши		0-972	Электроэнергия		
Кокс		282-515	Отходы и побочная продукция		
Возврат		0-106	Шлак	кг/т чугуна	150-346,6
Известняк/известь		0-80	Пыль колошникового газа		3,4-18
Вдувание в фурмы			Шлам колошникового газа		2-22,3
Жидкое топливо	кг/т чугуна	0-116	Пыль от обеспыливания литейного двора	кг/т чугуна	0,6-5,1
Уголь		0-232	Использованные огнеупоры		0,3-5,9
Коксовый газ		0-46,9	Сточные воды	кг/т чугуна	0,0096-13,736
Природный газ		0-5,6			
Кислород		0-85,1			
Прочее ¹⁾		0-73,5			
К воздухонагревателям					
Доменный газ	МДж/т чугуна	1,2-2287			
Коксовый газ		0,024-817			
Природный газ		0-819			
Конвертный газ		0,124-259			
Энергия					
Электроэнергия	МДж/т чугуна	107-850			
Прочее					
Кислород	м ³ /т чугуна	4,6-67			
Азот		33-59			
Пар		14,8-435			
Сжатый воздух		0,008-35			
Охлаждающая вода ²⁾		0,37-22,9			
Техническая вода ³⁾		0,28-13			

¹⁾ Прочее включает пластмассы, масла, жиры, эмульсии и т. д.
²⁾ Вода, которая не имеет непосредственного контакта в процессе.
³⁾ Вода как часть процесса.
Различия в уровнях охлаждающей воды и сточных вод отражают прямоточные и оборотные системы.

Таблица 5.4 – Выбросы загрязняющих веществ в атмосферу в доменном производстве [17], г/т продукции

Наименование ЗВ	Технологический этап / источник выброса	Масса ЗВ в отходящих газах после очистки	
		Диапазон	Среднее
Пыль неорганич. суммарно	Бункерская эстакада – сухая очистка – циклон, фильтр рукавный	0,172-36,6	4,4
MgO		0,096-15	1,66
Mn и его соединения		0,0092-2	0,022
NO ₂	Подготовка дутья	34-600	55
NO		8,1-78	35
CO		2238-6000	4900
SO ₂		50-254	200
CO	Литейный двор – сухая очистка – циклон, электрофильтр или рукавный фильтр		242
SO ₂			33,6
Пыль неорганическая суммарно		137,9-490,0	
MgO		0,129-0,271	
Mn и его соединения		0,0061-0,0219	

В 2021 г. в результате анкетирования предприятий Российской Федерации, осуществляющих производство чугуна, были собраны данные по выбросам загрязняющих (маркерных) веществ в атмосферный воздух. Удельные величины выбросов приведены (таблица 5.5).

Таблица 5.5 – Удельные выбросы загрязняющих (маркерных) веществ при производстве чугуна (по результатам анкетирования в 2021 г.)

Производственный процесс	Наименование загрязняющего (маркерного) вещества	Единица измерения	Диапазон(величина)	
			Форма №2-ТП (воздух)	Инвентаризация выбросов ЗВ
Прием и хранение сырья, дозирование, отсев мелочи, загрузка печи, подготовка дутья, выплавка чугуна, разливка товарного чугуна на разливочных машинах, обработка доменного шлака, очистка доменного газа и утилизация его химической энергии, утилизация избыточного давления доменного газа, транспортировка жидкого чугуна в сталеплавильный цех, установки водоочистки	Азот диоксид	кг/т чугуна	0,01-0,53	0,004-0,07
	Азота оксид		0,003-0,26	0,001-0,041
	Углерода оксид		0,8-4,1	0,9-4,0
	Серы диоксид		0,05-0,24	0,05-0,25
	Взвешенные вещества		0,19-0,47	0,33-0,58
* К взвешенным веществам относятся все твердые вещества в составе выброса, включая «Пыль неорганическая с содержанием кремния менее 20, 20-70, а также более 70 процентов».				

Выход дымовых газов на воздушнонагревателях составляет приблизительно от 100 тыс. до 500 тыс. $\text{нм}^3/\text{ч}$ или в удельных единицах – 400–1500 $\text{нм}^3/\text{ч}$ чугуна. Концентрации выбросов SO_2 находятся в диапазоне от 4 до 154 $\text{мг}/\text{нм}^3$ в зависимости от применяемого газа, что соответствует 1,6–154 г/т чугуна. Содержание оксидов азота составляет (1,7÷6,6)10-4 % [18]. Содержание пыли в выбросах от воздушнонагревателей составляет 1–12 $\text{мг}/\text{нм}^3$, что соответствует 0,4–18 г/т выплавленного чугуна [17].

Приоритетными веществами в выбросах доменного производства являются оксиды азота и оксид углерода, а также дисперсная пыль, образующаяся при выпуске чугуна на литейном дворе, и при дозировании и загрузке шихты в доменную печь. Меры по снижению выбросов в первую очередь направлены на выбросы управление эмиссиями пыли.

Аспирационные газы, отбираемые из подбункерных помещений доменных цехов, содержат пыль в количестве 2–5 $\text{г}/\text{м}^3$, для очистки от которой в основном используются электрофильтры, что позволяет снизить содержание пыли до 60–80 $\text{мг}/\text{м}^3$. Выбросы литейного двора, содержащие пыль и газы, также очищаются в электрофильтрах с эффективностью пылеулавливания 93–96 % (возможно применение рукавных фильтров).

При работе доменной печи в результате горения кокса и восстановительных процессов образуется доменный газ в количестве от 1500 до 2500 $\text{м}^3/\text{т}$; его состав зависит от вида выплавляемого чугуна или ферросплава, технологии доменной плавки, поэтому характеризуется диапазоном значений параметров (таблица 5.6).

Таблица 5.6 – Примерный состав доменного газа после двухстадийной очистки [19].

Компонент	Ед. измерения	Значение	Удельные выбросы	Ед. измерения
Пыль	$\text{мг}/\text{нм}^3$	1-10	1-20	кг/т чугуна
H_2S	$\text{мг}/\text{нм}^3$	14	17-26	
Металлы:				
Mn		0,10-0,29	0,2-0,37	
Pb		0,01-0,05	0,02-0,07	
Zn		0,03-0,17	0,07-0,22	
CO	об. %	20-28	300-700	кг/т чугуна
CO ₂		17-25	400-900	
H ₂		1-5	1-7,5	
N ₂		остальное	-	

Доменный газ является вторичным энергетическим ресурсом и после многоступенчатой очистки поступает в газовую сеть предприятия.

Пыль и шлам от очистки доменного газа

Доменный газ подвергается многоступенчатой очистке от пыли (рисунок 5.15).

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

Сначала в сухом пылеуловителе отделяется крупная часть колошниковой пыли размером более 50 мкм (грубая очистка). После мокрой газоочистки (скрубберы или скрубберы Вентури) от доменного газа отделяют более тонкую пыль (полутонкая очистка), на третьей ступени (в дроссельной группе) отделяются очень дисперсные фракции (тонкая очистка), которые в виде шлама поступают в радиальные отстойники.



Рисунок 5.15 – Многоступенчатая система очистки доменного газа

Очистка аспирационных газов осуществляется, как правило, в электрофильтрах, реже в рукавных фильтрах.

На ПАО «НЛМК», например, реализована модульная аспирационная установка с использованием рукавных фильтров для литейного двора доменной печи № 4 (2,1 млн тонн чугуна/год), что обеспечивает эффективность газоочистки 99,7 %. Согласно европейским требованиям уровень эмиссии, соответствующий требованиям НДТМ, составляет:

- для пыли – < 10 мг/нм³ ;
- для диоксида серы SO₂ – < 200 мг/нм³ ;
- для оксидов азота NO_x (в пересчете на NO₂) – < 100 мг/нм³ .

5.13.2 Сточные воды

В доменном производстве используется техническая вода из водооборотного цикла для системы охлаждения доменной печи и воздухонагревателей, в установках пылегазоочистки, а также гидросмыва осевшей пыли в производственных помещениях. Водоснабжение осуществляется по специальным водооборотным системам. Сбросы воды не производятся.

На охлаждение доменной печи расходуется значительное количество воды – до 30 м³/т чугуна [18]. В доменных цехах загрязненные сточные воды образуются при очистке доменного газа, на разливающих машинах чугуна, в газопроводах коксового и смешанного газа, при грануляции доменного шлама, гидроуборке пыли в подбункерных помещениях.

При очистке 1000 м³ газа образуется 4–6 м³ сточных вод, содержащих пыль (частицы руды, кокса, известняка, агломерата), химические соединения (сульфаты, хлориды), а также растворенные газы.

Расход воды на одну разливающую машину чугуна составляет около 350 м³/ч. В сточных водах разливающих машин содержатся осколки застывшего чугуна, окалина, коксовая мелочь, графит, негашеная известь и известняковый шлам, что приводит к высокой степени щелочности стоков. Количество сточных вод при этом составляет 70– 80 % потребляемой воды.

В результате охлаждения газа в трубопроводах образуется конденсат в количестве 20–40 дм³ на 1000 м³ газа. Конденсат из газопроводов коксового и смешанного газа содержит аммиак, фенолы, цианиды, нафталин, масла, смолы, серу.

При грануляции доменного шлама расходуется до 3 м³ воды на 1 т жидкого чугуна. В сточных водах содержатся сульфаты, сероводород, хлориды.

Загрязненные сточные воды доменного производства, как правило, не сбрасываются в естественные водоемы, а используются в оборотном водоснабжении.

Организация оборотной системы водоснабжения доменного производства

Вода после мокрой очистки доменного газа (см. рисунок 5.16) обычно очищается в радиальных отстойниках (обычно блок из двух или четырех отстойников с одним распределительным колодцем), охлаждается на градирнях и вновь возвращается в технологический цикл. Гидравлическая нагрузка на отстойники при осветлении сточных вод достигает 2,5 м³/(м²*ч). Для улучшения осветления воды применяют реагентные методы коагуляции, что позволяет довести нагрузку до 4 м³/(м²*ч) и выше поверхности отстойника.

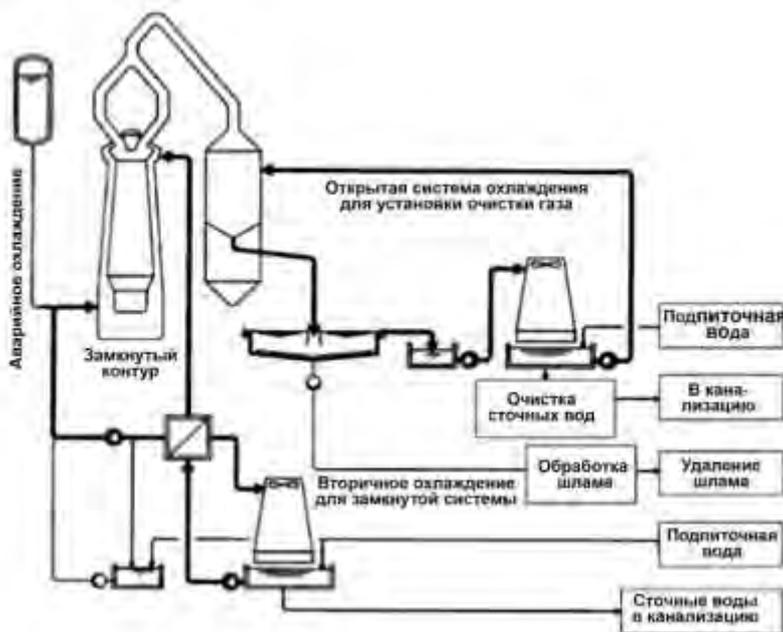


Рисунок 5.16 – Обратная схема водоснабжения доменного цеха [17]

При грануляции расплавленного шлака имеют место выбросы H_2S и SO_2 , которые являются потенциальными источниками запаха и вызывают коррозию оборудования. Диапазон удельных выбросов составляет 1–320 г H_2S /т жидкого чугуна и 1–150 г SO_2 /т жидкого чугуна. Вода, используемая в процессе грануляции, собирается и повторно возвращается в цикл. Широкое распространение получили объединенные оборотные циклы водоснабжения газоочисток доменного и сталеплавильного цехов [18].

5.13.3 Отходы и побочные продукты

В процессе доменного производства образуются отходы и побочные продукты.

Перечень отходов и побочных продуктов, образующихся в процессе выплавки чугуна, а также обращение с отходами и побочными продуктами, представлен в таблице 5.7.

Таблица 5.7 – Перечень отходов и побочных продуктов, образующихся при выплавке чугуна (по данным анкетирования)

Наименование отхода	Объем образования, кг/т продукции			Обращение с отходами
	По данным ИТС 26-2017	По данным анкетирования в 2021 г.		
		ПНООЛР	Форма № 2-ТП (отходы)	
Шлак доменный основной не гранулированный	204-830	298-550	236-493	Утилизация с получением побочной продукции «Щебень доменный фракционированный для дорожного строительства»; утилизация потребителю в качестве шлакового щебня; использование при ликвидации горных выработок
Шлак доменный гранулированный	140	90-179	145	Реализация как побочная продукция; Использование при ликвидации горных выработок
Пыль колошниковая при сухой очистке доменного газа	5,5-33	26,0-33,2	19,2-32,0	Утилизация в процессе агломерации в качестве добавки в шихту
Пыль газоочистки черных металлов незагрязненная	1,6-8	18,2	1,7	Утилизация в процессе агломерации
Лом футеровок печей и печного оборудования производства чёрных металлов	1,1-3,5	2,5	1,0	Переработка для собственных нужд или реализации; утилизация в огнеупорном производстве; использование при ликвидации горных выработок

П-ООС 17.XX-XX-XXXX

Окончание таблицы 5.7

Лом и отходы, содержащие незагрязненные черные металлы в виде изделий, кусков, несортированные	1,4-24	0,7	0,7	Рециклинг – в конвертерной плавке либо в электропечах
Отходы (осадки) механической очистки (осветления) воды систем мокрой газоочистки производств чугуна и стали с преимущественным содержанием оксидов железа	0,8-19	6,4-37,1	4,5-23,0	Утилизация в процессе агломерации в качестве добавки в шихту; размещение
Скрап чугунный незагрязненный	0,7-22,5	0,9-4,6	0,6	Утилизация в сталеплавильном производстве
Пыль коксовая газоочистки при сортировке кокса	0,032-0,1	Нет данных	Нет данных	Утилизация в производстве агломерата в качестве углеродосодержащей добавки

Пыль при разливке

На литейном дворе может выделяться 0,6–5,1 кг пыли /т жидкого чугуна, которую собирают при очистке газов в рукавном или электрофильтрах для повторного использования в агломерационной шихте.

Пыль и шлам от очистки доменного газа

Для очистки доменного газа применяется многоступенчатая схема, с сухим пылеуловителем на первой стадии, при этом образуется 5–30 кг сухой пыли/т жидкого чугуна, которая поступает в агломерационную шихту. На второй и третьей стадии при мокром способе очистки доменного газа формируется 2–25 кг шламов/т жидкого чугуна.

Сгущенный шлам направляют в пруды-отстойники или шламохранилища для предварительного отстаивания, а далее в шламовые карты для естественного обезвоживания (с полным или частичным применением в аглошихте, если содержание оксида цинка не превышает допустимых пределов).

Вторичные энергетические ресурсы

На рисунке 5.17 представлены потенциальные источники вторичных энергетических ресурсов доменного процесса.



Рисунок 5.17 – Источники ВЭР доменного производства

Наиболее мощным вторичным энергетическим ресурсом является доменный (колошниковый) газ – за счет его сжигания в энергетическом балансе металлургических предприятий покрывается 35–45 % теплотребностей. Характеристика доменного газа дана в таблице 5.8.

Таблица 5.8 – Характеристика доменного (колошникового) газа

Наименование параметра	Значение
Температура, °С	120-350
Выход, м ³ /т чугуна	1500-2500
Теплота сгорания, МДж/м ³	~4
Давление на колошнике, МПа	До 4

Температура доменного газа в зависимости от условий ведения плавки (вида комбинированного дутья) и вида выплавляемого чугуна на выходе из печи составляет 120–350 °С. Очищенный от пыли колошниковый газ применяется в доменных воздухонагревателях, энергетических котлах, для отопления зажигательных горнов агломерационных машин, нагревательных колодцев и печей прокатного производства.

Доменный газ, обладая избыточным давлением, используется в газовых бескомпрессорных турбинах (ГУБТ). На Уральском турбинном заводе с 1970 по 1990 гг. было произведено 20 ГУБТ, из которых 5 поставили в Японию, 2 – в Индию и 1 – в Италию. В настоящее время в США, Японии, Великобритании, Франции, Германии имеются десятки газотурбинных установок, работающих на колошниковом газе. Германия, установив газовые турбины на всех крупных доменных печах, ежегодно вырабатывает на них до 360 млн кВт·ч электроэнергии.

К ВЭР доменного производства относится также теплота отходящих газов воздухонагревателей (температурой 300–500 °С), составляющая 15–20 % от ее расхода на подогрев доменного дутья. Этот ресурс может быть использован для выработки пара, горячей воды или для подогрева доменного газа перед входом в газовую турбину.

Наибольший коэффициент использования характеризует химическую энергию доменного газа – 95 %. На российских металлургических комбинатах реализован рециклинг вторичных технологических газов – доменного газа (89,7–99,1 %) и коксового газа (99,5–99,9 %).

Вредные производственные факторы

При производстве чугуна вредными производственными факторами являются:

- высокотемпературные расплавы чугуна и шлака;
- повышенное напряжение в электрической цепи свыше 50 В;
- движущиеся машины и механизмы;
- подвижные части производственного оборудования;
- повышенная температура поверхности оборудования и материалов;
- расположение рабочего места на значительной высоте относительно поверхности земли;
- повышенный уровень инфракрасного излучения свыше 140 Вт/м²;
- повышенный уровень производственного шума на рабочем месте свыше 80 дБ;
- повышенная загазованность и запылённость неорганической пылью (ПДК окиси углерода – 20 мг/м³, неорганической пылью – 6 мг/м³).

5.14 Наилучшие доступные технические методы производства чугуна

НДТМ 5.14.1 Технология производства чугуна в доменных печах различного объема, работающих на комбинированном дутье, с использованием металлургического кокса и применением ресурсо- и энергоэффективных технических решений, технологических процессов и методов ограничения негативного воздействия на окружающую среду, включающих одну или комбинацию технологий НДТМ 5.14.2 – НДТМ 5.14.6

НДТМ 5.14.2 Технологии, направленные на улучшение общих показателей производства чугуна, обеспечивающие снижение потерь ресурсов, образование эмиссий и отходов (таблица 5.9)

НДТМ 5.14.2.1 – Технологии, направленные на снижение потерь железа при производстве чугуна (таблица 5.9)

Таблица 5.9 – Технологии, направленные на снижение потерь железа при производстве чугуна

№	Метод / оборудование	Примечание
а	Учет потерь Fe и снижение потерь железа в технологической цепочке АГП-ДП	
в	Стабилизация потоков железорудных материалов и кокса (один кокс, агломерат, окатыш – одна доменная печь).	
г	Загрузка скрапа и металлизированных отходов (металлодобавок)	
д	Загрузка конвертерного шлака (Fe – 15–21 %) в доменную печь	

НДТМ 5.14.2.2 Улучшение показателей работы доменной печи за счет использования одного или комбинации методов, приведённых в таблице 5.10, приводящих к увеличению срока службы огнеупоров и холодильников шахты доменной печи с увеличением кампании печи между ремонтами второго и первого разрядов

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

Таблица 5.10 – Описание НДТМ 5.14.2.2

№	Метод / оборудование	Примечание
а	Оптимизация профиля доменной печи при работе на комбинированном дутье с учётом вдувания ПУТ и свойств проплавленного сырья	
б	Усовершенствование системы охлаждения шахты печи	При реконструкции
в	Оптимизация матрицы загрузки шихтовых материалов для перераспределения окатышей на стенки шахты и распара и снижения износа	
г	Загрузка титанистых материалов (шлак, окатыши, брикеты, ильменит) для образования гарниссажа в местах износа футеровки горна	
д	Загрузка гарниссажеобразующего материала-шунгит	[148-150]
е	Футеровка внешней стороны медных холодильников частично или сплошно из карбида кремния	При капитальном ремонте 2-ого разряда
ж	Футеровка доменной печи супермикропористыми углеродистыми блоками и защита их керамической чашей	При реконструкции
з	Крупнокерамическая лещадь доменной печи	При реконструкции

НДТМ 5.14.2.3 Применение бесконусного роторного загрузочного устройства (БРЗУ) с вынесенным из пространства печи роторным механизмом вращения, что улучшит показатели работы доменной печи, срок службы и ремонтпригодность.

НДТМ 5.14.2.4 Производство гранулированного доменного шлака на малогабаритной установке придоменной грануляции.

Обеспечит минимизацию инвестиционных затрат, снижение операционных затрат, связанных с эксплуатацией чашевого хозяйства, увеличение выхода граншлака по сравнению с обработкой на отдельно стоящих установках по обработке шлака.

НДТМ 5.14.2.5 Применение чугуновозных ковшей миксерного типа вместимостью до 500 т чугуна обеспечит повышение стойкости футеровки ковшей, увеличение числа наливов, повышение температуры чугуна, поставляемого в сталеплавильный цех.

НДТМ 5.14.3 Внедрение систем автоматизированного контроля и управления при использовании одного или комбинации двух и более методов, приведенных в таблице 5.11

Таблица 5.11 – Описание НДТМ 5.14.3

№	Метод / оборудование	Примечание
а	Непрерывные измерения основных параметров производственных процессов для контроля стабильности процесса (расход, давление и температура горячего дутья; температура, давление и состав колошниковых газов; расход природного газа, кислорода, ПУТ и др.)	
б	Использование микропроцессорной техники и АСУ ТП для контроля и регулирования режимов загрузки доменной печи в заданном соотношении компонентов шихты и в зависимости от скорости схода шихты	
в	Периодический отбор проб для контроля состава доменного газа в соответствии с графиком производственного контроля	
г	Отбор проб чугуна на каждом выпуске для контроля качества чугуна	
д	Отбор проб шлака для контроля его состава	
е	Периодический контроль правильности взвешивания компонентов шихты весовыми устройствами	
ж	Периодические замеры выбросов СО и NO _x в дымовых газах воздухонагревателей в соответствии с графиком производственного экологического контроля	
з	Непрерывный инструментальный контроль работы и уровня вибрации оборудования для предупреждения возможных отказов оборудования	

НДТМ 5.14.4 Технологии, направленные на снижение удельного расхода топлива при производстве чугуна за счет применения одного из методов, приведённых в таблице 5.12 и в составе технологий 5.14.4.1–5.14.4.4 Позволяют обеспечить удельную производительность доменной печи до 2,1– 2,4 т/м³сут и удельный расход кокса 340–360 кг/т.

Таблица 5.12 – Описание НДТМ 5.14.4

№	Метод / оборудование	Примечание
а	Технология доменной плавки на подготовленном сырье и комбинированном дутье с расходом природного газа свыше 60 м ³ /т чугуна и кислорода до 26–32 %	
б	Технология доменной плавки на подготовленном сырье, комбинированном дутье с вдуванием ПУТ (рисунок 5.3). Расход природного газа 40–80 м ³ /ч чугуна, кислорода – до 23–30 %, ПУТ – 80–150 кг/т	

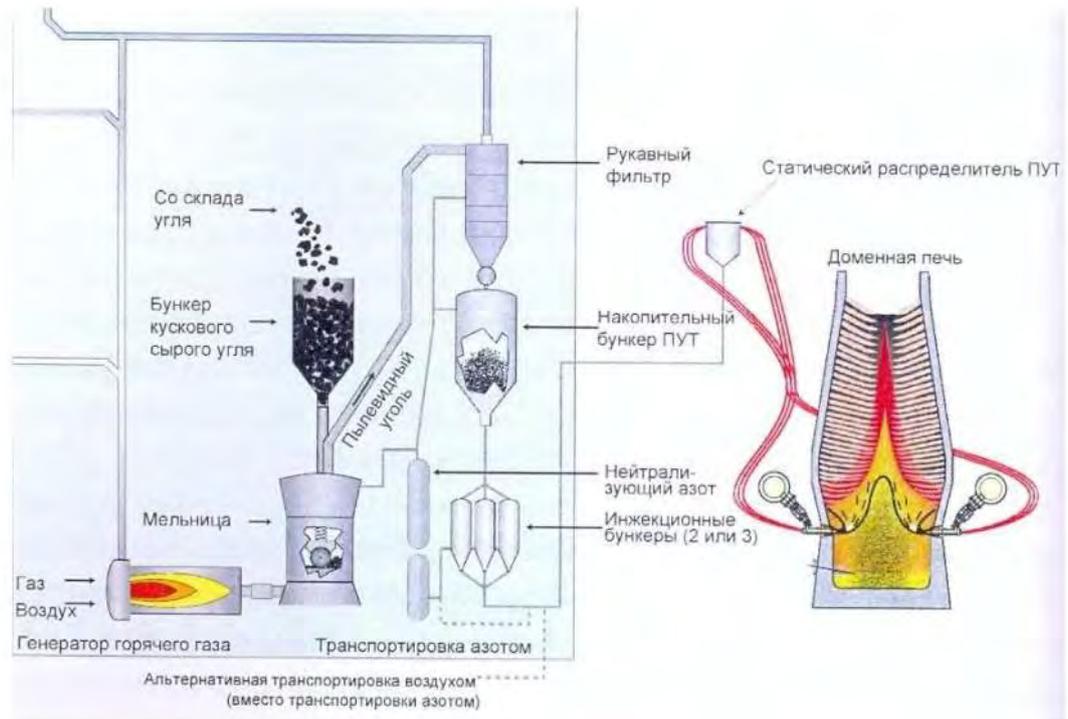


Рисунок 5.18 – Принципиальная схема установки подготовки и подачи ПУТ

Применение технологии вдувания пылеугольного топлива (ПУТ) в доменные печи позволяет: снизить расход металлургического кокса на производство чугуна на 20–25 %; уменьшить на 20–25 % эксплуатационные расходы и воздействие на окружающую среду при производстве кокса; снизить расход природного газа на производство чугуна на 70–80 %.

НДТМ 5.14.4.1. Вдувание газокислородной смеси в фурмы. Положительный эффект предварительного смешивания природного газа с кислородом заключается в повышении коэффициента замены кокса природным газом за счет обеспечения полноты его сжигания в фурме и в фурменной зоне. Безопасное смешивание природного газа с кислородом допускает содержание кислорода в смеси до 25–27 %, а заметное повышение коэффициента замены кокса природным газом (на 0,015–0,03 кг/м³) происходит уже при содержании кислорода в смеси 7–10 %.

Эффективность применения газокислородной смеси повышается с увеличением расхода природного газа, особенно заметно при расходах его выше 100 м³/т чугуна, когда коэффициент замены кокса природным газом увеличивается на 0,035–0,07 м³/кг [20–22]

НДТМ 5.14.4.2. Подогрев природного газа

Подогрев вдуваемого газа путем использования его вместо воды в качестве охлаждающей среды для охлаждения фланцев колена и сопла фурменного прибора позволяет повысить его температуру на 100–300 °С и сократить время нагрева газа до температуры воспламенения. Суммарное сокращение расхода кокса за счет подогрева природного газа при его расходе на одну фурму 350 м³/час, составляет около 17 кг/т, из которых только 5 кг/т экономится за счет прихода в печь дополнительного тепла с природным газом, а 12 кг/т – за счет повышения коэффициента замены кокса природным газом (на 0,15 кг/м³). При более высоких расходах природного газа (более 1250 м³/ч на одну фурму) и при том же двухстадийном его подогреве температура газа повышается на 100 °С, а расход кокса снижается на 9 кг/т, из которых 3,5 кг/т – за счет снижения потерь тепла с охлаждающей водой, а 5,5 кг/т – за счет повышения коэффициента замены кокса природным газом (на 0,037 кг/м³).

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

НДТМ 5.14.4.3. Снижение содержания кремния в чугуне

Технология снижения содержания кремния в чугуне до 0,4 % приводит к снижению расхода кокса и увеличению производительности печи на 1,2 % на каждые 0,1 % снижения кремния в чугуне.

НДТМ 5.14.4.4. Загрузка коксового орешка (10–35 мм) в доменные печи для улучшения газопроницаемости железорудных слоев в доменной печи

Загрузка мелких фракций кокса обеспечивает снижение расхода крупного кокса на тонну чугуна.

НДТМ 5.14.5 Повышение эффективности использования энергии при производстве чугуна путем использования одного или комбинации из двух и более методов, приведенных ниже (НДТМ 5.14.5.1 – НДТ 5.14.5.5)

НДТМ 5.14.5.1 Воздухонагреватель конструкции Калугина (ВНК)

Использование ВНК позволяет нагревать дутье до 1350 °С. Гарантийный срок эксплуатации 30 лет. Концентрация СО в отходящем газе не более 50 мг/м³, концентрация NO_x не более 100 мг/м³.

НДТМ 5.14.5.2 Утилизация тепла дымовых газов воздухонагревателей с использованием теплообменников

Использование теплообменников обеспечивает экономию энергоресурсов за счёт снижения температуры отходящего дыма с 400 °С до 120 °С (рисунок 5.19). Это позволяет повысить температуру горячего дутья без использования природного газа для нагрева дутья.

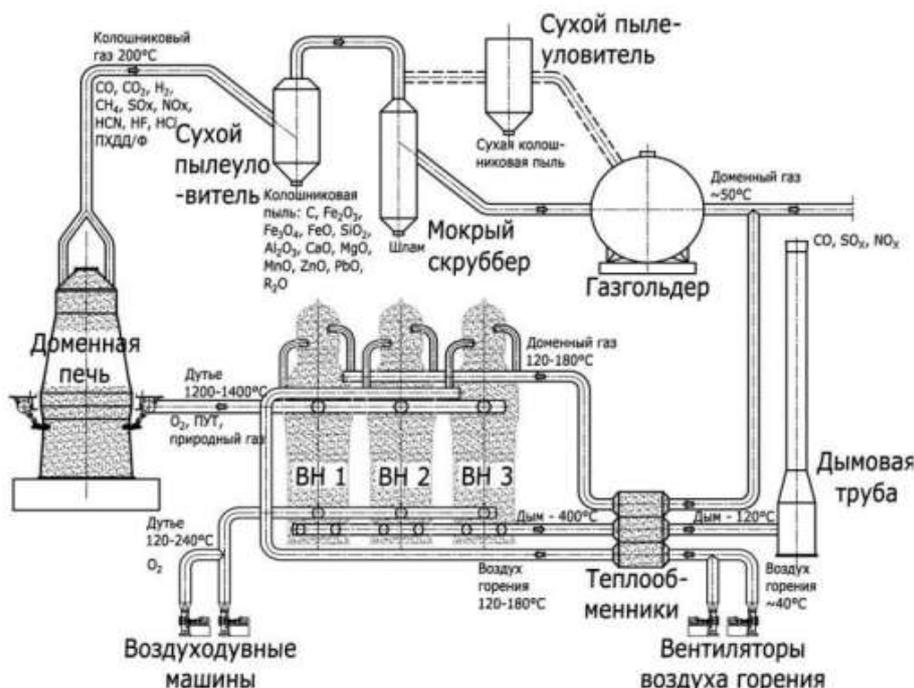


Рисунок 5.19 – Технологическая схема утилизации тепла дымовых газов

НДТМ 5.14.5.3 Установка на доменных печах газовых утилизационных бескомпрессорных турбин (ГУБТ) для утилизации избыточного давления колошникового газа

ГУБТ предназначена для выработки электроэнергии за счет избыточного давления доменного газа. Доменный газ, образующийся при выплавке чугуна, выходит из доменной печи под высоким давлением и после газоочистки по системе трубопроводов поступает на вход турбины.

Проходя через проточную часть турбины, доменный газ приводит во вращение ротор турбины, что сопровождается расширением и снижением давления газа. Ротор турбины приводит во вращение генератор, который вырабатывает электроэнергию.

Выработанная электроэнергия через повышающие трансформаторы поступает в общую энергосистему комбината, замещая закупку электроэнергии из внешней сети. Мощность турбин ГУБТ составляет 10–20 МВт. Применимо для печей объемом свыше 1000 м³.

НДТМ 5.14.5.4 Исключение потерь дутья, обогащенного кислородом, через неплотности воздухопровода и сочленения элементов фурменных приборов.

НДТ 5.14.5.5 Применение доменного газа там, где это необходимо и возможно, для различных технологических операций в доменной плавке взамен природного газа (подогрева дутья, сушки желобов чугуна и шлака и т.д).

НДТМ 5.14.6 Технологии, направленные на уменьшение загрязнения атмосферного воздуха

НДТ 5.14.6.1 Улавливание, очистка и утилизация доменного газа из межконусного пространства доменной печи

Исключается эмиссия неочищенного доменного газа в атмосферу, сокращение выбросов CO, SO_x, NO_x, HCN.

НДТ 5.14.6.2 Применение эффективных пылеочистных устройств (электрофильтров или рукавных фильтров) для очистки аспирационных выбросов литейных дворов и бункерной эстакады доменных печей.

6 Производство стали

6.1 Производство стали в кислородных конвертерах

Конвертерный способ выплавки стали является наиболее распространенным благодаря высокой производительности и более низкой стоимости передела в сравнении с электросталеплавильным и мартеновским способами.

Конвертерное производство – получение стали в сталеплавильных агрегатах-конвертерах путем продувки кислородом составляющих шихты плавки (жидкий чугун и металлолом).

Основные цели:

- снижение содержания углерода до требуемого уровня (с 4,0–4,5 % в чугуне до 0,01–0,4 % в расплаве металла в зависимости от планируемой к производству марки стали);
- окисление кислородом содержащихся в чугуне примесей (фосфора, кремния, марганца, серы и др.) с последующим их удалением из расплава в шлак [23].

6.1.1 Состав конвертерного цеха

В состав конвертерного цеха, как правило, входят следующие основные производственные отделения:

- приема жидкого чугуна (миксерное отделение; отделение перелива жидкого чугуна);
- приема и подготовки металлолома и шлакообразующих материалов (шихтовое отделение);
- десульфурации чугуна;
- приема и подготовки ферросплавов; - выплавки стали; - внепечной обработки стали;
- подготовки сталеразливочных и промежуточных ковшей;
- разливки стали на машине непрерывного литья заготовок (МНЛЗ) и/или в изложницы (слитки);
- переработки шлаков;
- обработки непрерывнолитых заготовок;
- обработки слитков;
- отгрузки готовой продукции.

6.1.2 Технологический процесс производства непрерывнолитых заготовок или слитков в конвертерном цехе

Общая блок-схема технологического процесса производства непрерывнолитых заготовок и слитков в конвертерном цехе с образующимися эмиссиями приведена на рисунке 6.1

После выпуска очередной плавки производится осмотр футеровки конвертера и сталевыпускного отверстия.

При удовлетворительном состоянии футеровки конвертера после выпуска плавки осуществляется подготовка шлака для нанесения шлакового гарнисажа. При неудовлетворительном состоянии футеровки конвертера производится локальный или капитальный ремонт футеровки.

Для подготовки шлака для нанесения шлакового гарнисажа на футеровку конвертера используется сырой, обожженный, офлюсованный доломит, бой шибберных плит, известь и каменный уголь (антрацит, кокс). Расход материалов зависит от количества и состояния шлака предыдущей плавки.

Шихта плавки конвертера состоит из жидкого чугуна и твердой металлической части шихты в определенном соотношении.

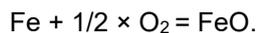
Загрузка шихты в конвертер начинается с завалки металлолома. Во избежание разрушения футеровки конвертера сначала загружается совок (лоток) с легковесным ломом, а затем с тяжеловесным. После завалки металлолома, при необходимости, производится его прогрев.

Затем осуществляется заливка жидкого чугуна. Химический состав применяемого чугуна, как правило: 4,0–4,5 % С; 0,1–0,5 % Мп; 0,5–0,9 % Si; около 0,02 % S; около 0,1 % P [26].

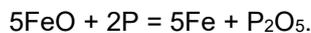
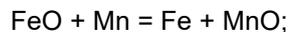
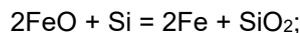
При недостаточном теплосодержании чугуна, необходимого для ведения плавки, может применяться технология предварительного подогрева металлической части шихты за счет сжигания теплоносителя (коксика, антрацита) в струе кислорода. При необходимости переработки избыточного количества чугуна в качестве охладителей применяют железорудные окатыши, известняк и сырой доломит.

После заливки чугуна конвертер устанавливается в вертикальное положение, опускается фурма и начинается продувка плавки технологическими газами, преимущественно кислородом (основной газ). При продувке кислородом в реакционной зоне развиваются температуры до 2200–2500 оС, что превращает реакционную зону в очаг разогрева всей ванны.

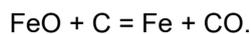
Вдуваемый кислород прежде всего взаимодействует с железом:



Образующийся оксид железа частично переходит в шлак, частично растворяется в металле и окисляет примеси, содержащиеся в чугуне:



Эти химические реакции проходят с выделением большого количества тепла. С понижением содержания в металле кремния и марганца повышается температура и возрастает скорость окисления углерода как за счет взаимодействия с FeO, так и за счет прямого воздействия газообразного кислорода [27].



Регулируя интенсивность продувки, обеспечивают низкое содержание углерода в полупродукте (менее 0,04 %) без переокисления металла и шлака, после чего осуществляется выпуск металла в ковш [28].

Окислительный характер плавки приводит к высокой концентрации кислорода в виде FeO в металле, в связи с чем проводят его удаление раскислением металла марганцем, кремнием и алюминием [29] по реакции:

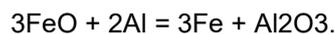
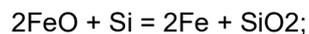
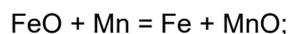
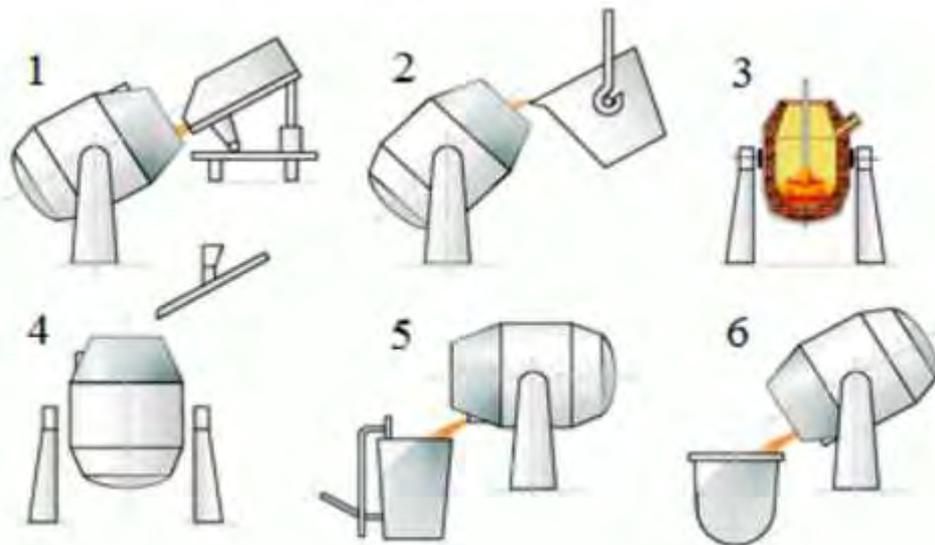


Схема работы конвертера приведена на рисунке 6.2.

Конвертер представляет собой поворачивающийся на цапфах сосуд грушевидной формы, футерованный изнутри огнеупорами и снабженный леткой для выпуска стали и отверстием сверху (горловиной) для ввода в полость конвертера кислородной фурмы, отвода газов, заливки чугуна, загрузки лома и шлакообразующих и слива шлака. Конвертера по емкости могут вмещать от 135 т до 370 т расплавленного металла. Конструктивно конвертера емкостью от 135 т до 160 т могут изготавливаться глухонными или со вставным днищем. Конвертеры большой емкости изготавливаются преимущественно глухонными.



1 – загрузка стального скрапа; 2 – заливка расплавленного чугуна; 3 – продувка кислородом; 4 – загрузка извести и железной руды с началом продувки и по ходу плавки; 5 – выпуск металла; 6 – слив шлака

Рисунок 6.2 – Схема работы конвертера

Образующийся в процессе продувки отходящий газ называется конвертерным газом и содержит в основном CO.

По способу отвода конвертерного газа в атмосферу газовые тракты конвертеров делятся на три группы:

- системы, работающие с подсосом воздуха через зазор между конвертером и котлом-утилизатором и полным дожиганием выделяющегося CO, т. е. с коэффициентом расхода воздуха $\alpha > 1$;
- системы, работающие без доступа воздуха в газовый тракт и без дожигания CO;
- системы, работающие с частичным дожиганием CO в котле-утилизаторе, т. е. при $1 > \alpha > 0$.

Работа системы с полным дожиганием позволяет в полной мере утилизировать физическое и химическое тепло конвертерного газа.

Регламент работы в режиме с частичным дожиганием отходящих газов должен включать контроль:

- расхода отходящих дымовых газов;
- расхода кислорода;
- объемной доли CO в отходящих газах.

По этой технологии отходящие газы дожигаются в небольшом объеме в котле-утилизаторе и основная их часть сжигается на свече.

Работа газоотводящего тракта в режиме без дожигания применяется в основном в случае, когда реализуется сбор конвертерного газа в газгольдер с последующим использованием его в качестве энергетического ресурса. Во всех иных случаях работа системы осуществляется в режиме с частичным дожиганием.

Основными причинами образования взрывоопасных смесей при отводе газов без дожигания или с частичным дожиганием могут являться:

- резкие изменения газовыделения, вызванные нарушениями технологии ведения продувки (возобновление прерванной продувки на максимальном расходе кислорода, подача сыпучих материалов большими порциями);
- подсос воздуха в «холодную часть» газоотводящего тракта при нарушении газоплотности люков, гидрозатворов, сварных швов и т. п.;
- попадание влаги (течь фурмы, котла-охладителя или подачи в конвертер влажных шихтовых материалов) в ванну конвертера, вызывающее появление в конвертерном газе водорода, расширяющего пределы взрывоопасности смеси оксида углерода и кислорода;
- наличие застойных зон.

Количество необходимого кислорода, расходуемого на плавку, обуславливается содержанием углерода, кремния, фосфора в исходной шихте. Окончание конвертерной плавки осуществляют по пробе металла. Отбор проб металла осуществляется после расчетного окончания продувки металла кислородом с наклоном конвертера при скачивании части шлака или с применением специального зонда без наклона конвертера.

Продувку плавки осуществляют в соответствии с технологическими схемами продувки с контролем следующих параметров:

- массы, химического состава и температуры заливаемого в конвертер чугуна;
- массы и вида (сорта) загружаемого в конвертер металлического лома;
- массы и вида загруженных в конвертер до начала продувки шлакообразующих материалов, теплоносителя и т. п.;
- вида, массы охладителей и шлакообразующих материалов, которые планируется присаживать в конвертер во время продувки, расходы которых (в том числе извести, доломита, магнезиальных флюсов) определяются в зависимости от химического состава исходных материалов, условий технологии и заданным химическим составом готовой стали.

Продолжительность первого периода продувки (период шлакообразования) устанавливают в зависимости от стойкости футеровки конвертера, состава твердой металлической шихты, результатов обработки чугуна на установке десульфурации и вида перерабатываемого жидкого чугуна в соответствии с требованиями нормативных документов.

В период интенсивного обезуглероживания поддерживают в отходящих газах объемную долю СО в пределах 30–60 %.

Период продувки заканчивают при достижении объемных долей СО менее 1 %.

После окончания продувки производят наклон конвертера для измерения температуры расплава и отбора проб металла и шлака с целью определения химического состава.

При получении заданной температуры перед выпуском при необходимости измеряют окисленность металла.

В шлаке определяют массовые доли CaO, SiO₂, Feобщ, MgO, S, P₂O₅ и его основность (отношение суммы массовых долей оксидов кальция и магния к массовой доле диоксида кремния) [30].

Выпуск расплава из конвертера в сталеразливочный ковш, присадка ферросплавов, раскислителей и других добавок

Выпуск расплава из конвертера в сталеразливочный ковш производят при готовности машины непрерывного литья заготовок (МНЛЗ) или разливочного состава с изложницами при разливе в слиток, с учетом продолжительности внепечной обработки, времени транспортировки ковша для обеспечения необходимой температуры разливаемой жидкой стали.

Ферросплавы, раскислители (алюминий вторичный фракционированный или его сплавы) и добавки (например, карбид кальция) следует вводить в ковш во время выпуска расплава из конвертера строго по расчету. Расплав раскисляют в соответствии с технологической схемой раскисления. Ферросплавы при необходимости подогревают для ускорения их проплавления. Во время выпуска расплава необходимо перемещать сталеvoz с ковшом так, чтобы ферросплавы и другие присаживаемые материалы (твердые шлаковые смеси, известь) попадали под струю для лучшего распределения их по объему ковша.

Выпуск металла производится через сталеvпускное отверстие.

Обработку расплава синтетическими шлаками осуществляют во время выпуска расплава из конвертера, одновременно подавая струю жидкого шлака на струю жидкой стали. Синтетический шлак предварительно выплавляют и нагревают до температуры ~1600 °С в электродуговой печи и перед обработкой расплава выпускают в специально подготовленный шлаковый ковш.

При выпуске расплава из конвертера производят отсечку конвертерного шлака.

После выпуска расплава оставшаяся в конвертере часть шлака наносится на футеровку конвертера в виде гарнисажа. Остальной шлак сливают через горловину конвертера в шлаковую чашу [31].

Внепечная обработка расплава

После выпуска расплава из конвертера для доведения его химического состава и температуры до требуемого уровня сталеразливочный ковш с расплавом направляют на внепечную обработку. Внепечная обработка является ключевым звеном современных процессов получения качественной стали. Наиболее широко внепечная обработка используется при производстве высокопрочных конструкционных марок стали для машиностроения, судостроения, газонефтяного комплекса (особенно для изделий, работающих в условиях низких температур), автомобильной промышленности, электротехники.

Главные цели технологии внепечной обработки:

- перемешивание и усреднение (гомогенизация);
- корректировка и доведение химического состава до заданных значений;
- обеспечение требуемой температуры металла перед началом процесса разливки;
- дегазация (удаление нежелательных газов, таких как водород и азот);
- обеспечение чистоты металла по неметаллическим включениям за счет интенсификации перемешивания.

Эти операции выполняются в ковше на установке доводки металла, в агрегате «ковш-печь», в вакууматоре (циркуляционного, порционного или объемного рафинирования).

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

Выбор способа внепечной обработки определяется технологической схемой производства стали.

Продувку стали инертным газом могут осуществлять отдельно в сталеразливочном ковше на установках доводки металла или применяют как операцию, сопутствующую другим процессам. В качестве инертного газа используют в основном аргон, реже азот. Продувку инертным газом используют также для регулирования температуры металла в ковше.

Наиболее эффективным приемом внепечной обработки стали является комплексная обработка расплава в сталеразливочном ковше на агрегатах «ковш-печь», обеспечивающих нагрев и перемешивание стали в ковше, ее усреднение и корректировку химического состава.

Агрегат «ковш-печь» представляет собой установку, состоящую из крышки для ковша с отверстиями, через которые установлены три электрода. Под крышку помещается сталеразливочный ковш с металлом после выпуска из конвертера для проведения внепечной обработки стали. Кроме того, в состав установки «ковш-печь» обычно также входят средства для перемешивания металла инертным газом, система подачи ферросплавов и материалов для усреднения стали в ковше.

Вакуумирование металла осуществляют главным образом на сталях специального назначения с повышенными требованиями по содержаниям газов и неметаллическим включениям.

После интенсивной дегазации в металл сверху из помещенного в вакуумной камере бункера вводят раскислители, ферросплавы и другие добавки.

После окончания внепечной обработки стали плавку передают на разливку [32].

Подготовка сталеразливочных и промежуточных ковшей

Для обеспечения бесперебойной и безопасной работы конвертерного цеха (производства) осуществляют регламентные работы по подготовке сталеразливочных и промежуточных ковшей.

Подготовка сталеразливочных ковшей

Сталеразливочный ковш представляет собой цилиндрическую емкость, изготовленную из металла, с цапфами для подъема и транспортировки мостовыми кранами, футерованную изнутри огнеупорами.

Подготовку и регламентный ремонт сталеразливочных ковшей организуют и выполняют на специализированных стендах.

После окончания разливки металла из сталеразливочного ковша сливают шлак в шлаковую чашу, затем ковш транспортируют в отделение подготовки ковшей. Ковш устанавливают на стенд, оборудованный охлаждающим устройством.

После охлаждения футеровки ковш устанавливают на стенд, оборудованный манипулятором для снятия и установки шибберных затворов и устройством для выдавливания стаканов. После снятия шибберного затвора и выдавливания стакана сталеразливочный ковш устанавливают на поворотный стенд, где осматривают футеровку и удаляют скрап и остатки шлака.

Далее ковш возвращают на стенд, где устанавливают новый шибберный затвор и проверяют его работу. Затем в ковш опускают кессон, с помощью которого устанавливают стакан и уплотняют гнездо, после чего ковш переносят на стенд, оборудованный устройством для сушки и разогрева ковша. Разогретый сталеразливочный ковш транспортируют к конвертеру.

Подготовка промежуточных ковшей к разливке

Перед началом разливки стали производят сушку и предварительный разогрев промежуточных ковшей на специальном стенде участка подготовки промковшей. Окончательный разогрев и поддержание рабочей температуры футеровки промежуточных ковшей производят на стендах разогрева, расположенных на рабочей площадке МНЛЗ. Производится подключение горелок для разогрева футеровки ковша.

Канал стакана промежуточного ковша прогревается как специально установленными горелками снизу, так и при помощи верхних горелок.

Для обеспечения стабильной и непрерывной работы МНЛЗ разливку стали начинают при наличии на рабочей площадке двух разогретых промежуточных ковшей.

Разливка стали на МНЛЗ или в изложницы (слитки)

Сталь после внепечной обработки направляется на разливку. Разливку стали осуществляют на МНЛЗ или в изложницы (слитки).

Разливка стали на МНЛЗ

Разливку стали на МНЛЗ производят методом «плавка на плавку» без прерывания разливки одной плавки.

После наполнения промежуточного ковша не менее чем на одну треть его высоты, начинается заполнение кристаллизатора (ов) сталью. По мере выхода сформированного слитка из кристаллизатора (ов) подают воду на вторичное охлаждение. Режим вторичного охлаждения выбирают исходя из типа разливаемой стали и сечения заготовок.

Вода, применяемая для охлаждения стали и оборудования МНЛЗ, предварительно проходит реагентную обработку. Массовая концентрация взвесей и нефтепродуктов в воде не должна

превышать установленные нормативами требования. Рабочую скорость разливки выбирают в зависимости от типа стали и сечения заготовок.

В течение разливки каждой плавки измеряют температуру стали в промежуточном ковше.

После окончания разливки производят закрытие шибера затвора. Снижают скорость разливки, перемещением стенда производят замену сталеразливочных ковшей.

После прекращения подачи стали в кристаллизатор подают воду в таком количестве, чтобы происходило ее полное испарение.

В зависимости от конструкции кристаллизатора выделяют следующие типы МНЛЗ:

- криволинейного типа;
- радиального типа;
- вертикального типа.

По виду разливаемой заготовки: - сортовые; - слябовые.

Устройство МНЛЗ криволинейного типа показано на рисунке 6.3



Рисунок 6.3 – Устройство МНЛЗ криволинейного типа

Разливка стали в изложницы (слитки)

На ряде металлургических заводов для получения слитков сталь разливают в изложницы (слитки). Изложницы изготавливают из чугуна, реже – из стали. Форма поперечного сечения изложницы может быть квадратной (для получения слитков, прокатываемых на сортовой прокат), прямоугольной (для слитков, прокатываемых на лист), круглой (для прокатки труб) и многогранной (для изготовления крупных поковок).

Перед разливкой стали в изложницы (слитки) их тщательно очищают от остатков стали предыдущего выпуска, затем подогревают до 80–120 °С и покрывают специальными обмазками.

Применяют следующие способы разливки стали в изложницы (слитки):

- в изложницы сверху (применяют при получении крупных слитков);
- в изложницы сифоном (сталью заполняются одновременно от 2 до 60 изложниц, установленных на поддоне, через центровой литник, каналы и каналы в поддоне, т. е. эта разливка основана на принципе сообщающихся сосудов).

Слитки в изложницах поступают из разливочного отделения в отделение раздевания слитков или стрипперное отделение для подготовки к последующей посадке слитков в нагревательные колодцы (печи) блюминга или слябинга.

Разливка стали в изложницы (слитки) представлена на рисунке 6.4.

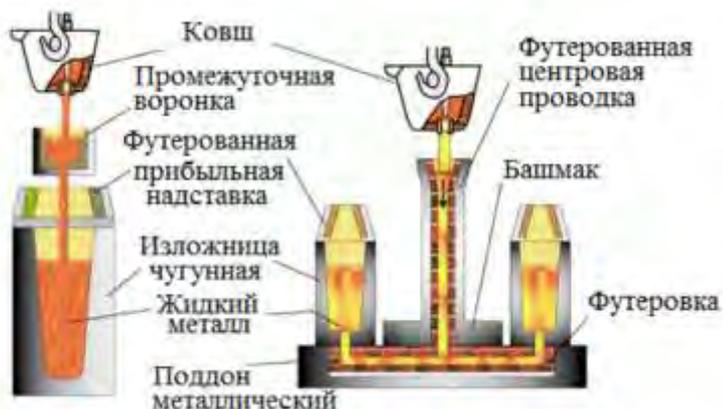


Рисунок 6.4 – Разливка стали в изложницы (слитки)

Обработка непрерывнолитых заготовок и слитков

Непрерывнолитые заготовки и слитки перед отгрузкой на следующий передел проходят обработку с целью контроля и удаления дефектов. Обработка непрерывнолитых заготовок Непрерывнолитые заготовки подают на специальные площадки, где производят визуальный осмотр поверхности и при необходимости осуществляют огневое осветление поверхности заготовок, удаление дефектов. Выявленные дефекты (трещины, шлаковые включения, завороты, наплывы, механические повреждения и др.), связанные с производством, транспортировкой и охлаждением заготовок и имеющие недопустимую степень развития, удаляют огневой зачисткой, для сталей с более высоким содержанием углерода и высоколегированных применяют абразивную зачистку во избежание образования трещин.

Обработка слитков

Слитки, разлитые в изложницы, передают на дальнейшую обработку с целью удаления дефектов. При выборе способа удаления поверхностных дефектов со слитков учитывают степень пораженности слитка поверхностными дефектами (имеется в виду площадь распространения дефектов и глубина их залегания), характер дефектов, физические свойства зачищаемой стали, назначение в дальнейшем готового проката и его размеры.

При удалении отдельно залегающих на поверхности металла дефектов применяют местную зачистку. Сплошную зачистку применяют при наличии большого числа дефектов, расположенных по всей поверхности слитка. Для сталей с более высоким содержанием углерода и высоколегированных применяют абразивную зачистку во избежание образования трещин.

Иногда применяют комбинированный способ зачистки, при котором отдельные, глубоко залегающие дефекты, удаляют пневматической вырубкой, а мелкие дефекты, распространенные на большой площади, – абразивной зачисткой [33].

6.1.3 Особенности двухстадийного дуплекс-процесса производства стали

При переработке ванадиевого чугуна на отдельных предприятиях, применяется двухстадийный дуплекс-процесс производства стали: извлечение ванадиевого шлака и получение годной стали.

Ванадиевый чугун из доменного цеха (производства) поступает в миксерное отделение конвертерного цеха в чугуновозных ковшах емкостью 100–120 т и сливается в один из миксеров для усреднения химического состава и температуры. По мере необходимости чугун из миксера сливается в чугунозаливочные ковши емкостью 160–170 т для передачи в конвертерное отделение. Основной объем выплавляемого ванадиевого чугуна перерабатывается в четырех кислородных конвертерах емкостью 160 т каждый двухстадийным дуплекс-процессом.

На первой стадии дуплекс-процесса жидкий ванадиевый чугун с содержанием 0,40–0,60 % V, 0,05–0,15 % Si, 0,05–0,20 % Ti заливается в специальный «полупродуктовый» конвертер и продувается кислородом через водоохлаждаемую фурму. В ходе кислородной продувки происходят процессы окисления углерода и примесей чугуна – кремния, титана, марганца, в том числе ванадия, с выделением тепла. При увеличении температуры расплава выше температуры скорости обезуглероживания (1370–1420 °С) реакции окисления углерода резко ускоряются, а процессы окисления ванадия затормаживаются.

Для обеспечения низкотемпературного режима конвертерной плавки присаживается твердый охладитель-окислитель (прокатная окалина).

В результате окислительной обработки чугуна в конвертерной ванне формируется шлаковый расплав, в который переведено 90–95 % общего количества ванадия, от исходного содержания в ванадиевом чугуне. По окончании кислородной продувки углеродистый металл-полупродукт сливается через летку конвертера обратно в заливочный ковш, заранее установленный под конвертером.

В целях обеспечения запаса тепла для второй стадии дуплекс-процесса углеродистый металл-полупродукт обычно содержит 2,8–3,5 % С; его температура в ковше после выпуска из конвертера составляет 1350–1380 °С. Концентрация фосфора и серы в металле за период окисления ванадия практически не изменяется. После выпуска полупродукта ванадиевый шлак сливают через горловину конвертера в шлаковую чашу или оставляют в конвертере на следующую плавку цикла (для накопления шлака).

Передел углеродистого металл-полупродукта осуществляется на второй стадии дуплекс-процесса в другом, «стальном» конвертере классическим способом с добавлением необходимого количества извести и других шлакообразующих материалов для обеспечения требуемой степени окисления фосфора и серы в расплаве.

Для повышения при выплавке стали содержания ванадия в образующемся шлаке известь в начале операции не загружают. Таким образом, удается в начальный период продувки получить шлак, содержащий 16–18 % V₂O₅. Этот шлак скачивают и направляют на ферросплавные заводы для производства феррованадия или используют в чистом виде для прямого легирования стали.

6.1.4 Особенности производства стали в двухванном стационарном конвертере

При проведении реконструкции двухванной мартеновской печи в двухванный сталеплавильный агрегат с заменой физически и морально устаревших газоочисток «мокрого типа» на рукавные фильтры (содержание пыли в отходящих газах снизилось с 70–100 г/м³ до 20 мг/м³). Процесс выплавки стали в ДСА основан на интенсивной продувке кислородом ванны с чугуном и ломом и использовании тепла отходящих газов, выделяющихся при продувке, для нагрева шихты (металлолом, добавочные материалы) в соседней ванне, производительность и КПД печи при таком методе работы возрастает.

Расплавление металлошихты в ДСА осуществляется за счет тепла химических реакций окисления примесей жидкого чугуна и лома (углерода, кремния, марганца и т. д.), аналогично как в кислородном конвертере, а не за счет сжигания большого количества топлива (природного газ и мазута) как в мартеновском производстве.

Применяемые шихтовые материалы в ДСА аналогичны конвертерному процессу, так шихтой мартеновской печи при скрап-рудном процессе (основной процесс ведения мартеновской плавки) является стальной подготовленный лом 40–50 % и жидкий чугун в количестве 50–60 %, а кислородный конвертер и реконструированный агрегат (ДСА) работают на шихте следующего состава: 75 % – жидкий чугун и 25 % – металлический лом, тем самым по использованию шихтовых материалов и технологии производства сталеплавильный агрегат ДСА полностью повторяет конвертерный процесс.

6.1.5 Переработка и утилизация шлаков сталеплавильного производства

Переработка и утилизация образующихся в сталеплавильном производстве шлаков являются обязательными элементами безотходной технологии.

Сталеплавильные шлаки в зависимости от генезиса можно разбить на несколько подгрупп, отличающихся составом и определяющих их дальнейшее использование:

- шлаки, образующиеся в начальный период плавки; эти шлаки содержат большое количество оксидов железа (до 40 % от общего количества шлака). Железо в шлаке может быть в виде оксидов FeO и Fe₂O₃ и в виде запутавшихся в шлаке королек железа;

- шлаки, сформировавшиеся в конце плавки (конечные шлаки); эти шлаки содержат несколько меньшее количество железа и имеют высокое значение основности ($CaO/SiO_2 = 2,5–3,5$); при выплавке низкоуглеродистой стали содержание оксидов железа и в этих шлаках может быть достаточно высоким (15–20 %), однако королек железа в них значительно меньше;

- шлаки, попадающие в сталеразливочный ковш с выпускаемой сталью; эти шлаки в жидком состоянии содержат незначительное количество железа; на практике часто определенное количество металла, оставшегося на днище и стенках ковша, после окончания разлива стали, попадает вместе со шлаком в шлаковые чаши (это так называемые скрапины); получаемый в результате конгломерат конечного шлака и скрапин металла подвергают тщательной разделке с целью максимального извлечения железа;

- шлаки внепечной обработки (рафинировочные шлаки), характеризующиеся высокой основностью и практически не содержащие железа как в оксидной, так и металлической формах.

В настоящее время разрабатываются технологии получения из шлаков абразивных материалов; отрабатываются методы сухой и мокрой грануляции жидких сталеплавильных шлаков. Особенно перспективна организация сухой грануляции, при которой одновременно можно решить две задачи: сокращение потребления воды и повышение энергоэффективности за счет использования выделяемого тепла.

Извлечение скрапа из шлака в основном ведется с помощью дробильно-сортировочных установок. Извлеченный скрап перевозят в копровый цех; его разделяют на магнитный и немагнитный, на негабаритный (более 10–15 т), габаритный (0,5–10,0 т) и мелкий (0,25–0,5 т). Отдельно складывается скрап, в котором видны сплавленные скрапины разных плавок, а также скрапины с большой долей (более 20 %) неотделяемого шлака. Негабаритный скрап в копровом цехе разрезают с помощью газокислородных горелок и различных видов пресс-ножниц.

Основные направления использования шлака сталеплавильного производства после извлечения скрапа:

- в качестве флюсов для ваграночного и аглодоменного производства;
- в сельском хозяйстве для замены суперфосфата (фосфорсодержащие);
- в сельском хозяйстве для известкования почвы (высокоосновные шлаки);
- в качестве добавки, повышающей содержание марганца в стали (высокомарганцевые шлаки);
- для снижения расхода извести и улучшения шлакообразования в сталеплавильном производстве (высокоосновные);
- в строительстве (щебень из сталеплавильных шлаков является полноценным заменителем гранитного щебня в бетонах и железобетонах);
- в дорожном строительстве – щебень при строительстве автодорог.

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

6.1.6 Основное природоохранное оборудование

Для снижения негативного воздействия на окружающую среду процесса производства стали в конвертерном цехе (производстве) на технологических участках (отделениях) устанавливается природоохранное оборудование:

- газоочистное и аспирационное оборудование, обеспечивающее необходимый уровень очистки технологических газов и аспирационного воздуха от содержащихся в них загрязняющих веществ перед отводом газов (воздуха) в атмосферу и/или возвратом обратно в рабочую зону;

- водоочистные сооружения, обеспечивающие очистку загрязненных промышленных сточных вод. Для улавливания поступающих в атмосферу газов и пыли на металлургических предприятиях широко используют газоочистные системы сухого и мокрого способов очистки. Благодаря развитию газоочистных технологий, в последнее время успешно применяются высокоэффективные пылеуловители. К ним относятся рукавные фильтры, электрофильтры, а также мокрые фильтры. Среди наиболее распространенных сухих методов очистки газов от пыли наибольшей эффективности улавливания частиц тонкодисперсных (менее 5 мкм) можно добиться от использования рукавных фильтров, а также от электрофильтров. Использование рукавных фильтров позволяет достичь отметки остаточной запыленности, находящейся ниже 5–10 мг/м³.

Аспирационное оборудование должно быть либо прямоточным, которое после очистки воздушных масс выбрасывает их в атмосферу, или рециркуляционным, предназначенным для возвращения очищенного воздуха обратно в помещение.

Для того чтобы воздух очищался наиболее качественно, применяется большое количество разнообразных фильтрующих элементов и устройств, работающих на гравитационном принципе, так называемых циклонов и сепараторов.

Комплексы водоочистных сооружений, независимо от их производительности и типа, включают: реагентное хозяйство со смесителем, камеры реакции (хлопьеобразование), горизонтальные отстойники или осветлители, фильтры, резервуары для чистой воды, насосную станцию II подъема с электроподстанцией и др. [34]. Природоохранное оборудование производства непрерывно-литых заготовок или слитков в конвертерном цехе приведено в таблице 6.1.

Таблица 6.1 – Природоохранное оборудование конвертерного цеха

Наименование оборудования	Назначение оборудования	Существенные характеристики природоохранного оборудования
Газоочистные установки	Улавливание, охлаждение и очистка конвертерных газов, вредных выбросов и частиц воздуха при продувке в конвертере	Комплекс очистных сооружений, который выполняет функции и действия по очистке воздуха, как правило, мокрые системы очистки (скрубберы Вентури)
Аспирационные установки	Локализация выделения примесей, недопущение поступления примесей от источника их образования при технологическом процессе производства стали в конвертерном цехе в воздух рабочей зоны. Удаление запыленного воздуха из-под укрытий транспортно-технологического оборудования участков разлива стали и обработки заготовок и слитков	Комплекс оборудования с разветвленной сетью воздухопроводов, с вертикальными коллекторами (аспираторными стояками), с барабанными проходными коллекторами (электрофильтры, рукавные фильтры)
Водоочистные сооружения	Очистка воды, используемой для охлаждения и промывки технологических агрегатов и устройств конвертерного цеха. Отведение шламов, образующихся в процессе производства стали	Комплекс оборудования, включающий отстойники, устройства и аппаратуру для химической обработки воды, осветлители и фильтры

6.1.7 Факторы негативного воздействия на окружающую среду

Производство стали в конвертерном цехе (производстве) по всей технологической цепочке сопровождается воздействием на атмосферу, воздух рабочей зоны, поверхностные и подземные воды, образованием отходов производства и потребления.

Контроль за соблюдением нормативов предельно допустимых выбросов загрязняющих веществ в атмосферу, контроль качества воздуха рабочей зоны, контроль качества сточных вод, учет и обращение с отходами производства осуществляют специализированные подразделения металлургических предприятий.

6.1.7.1 Выбросы загрязняющих веществ в атмосферный воздух

При производстве конвертерной стали происходят выбросы в атмосферу вредных веществ: взвешенные вещества состава Al_2O_3 , FeO , Fe_2O_3 , Fe_3O_4 , SiO_2 , CaO , MgO , MnO , ZnO , сажа; газовые компоненты NO_2 , N_2O , SO_2 , CO , CO_2 , бенз(а)пирен; тепловое излучение, шум, вибрация, электромагнитное загрязнение.

Выбросы при работе кислородных конвертеров образуются в ходе:

- загрузки конвертеров шихтовыми материалами;
- продувки шихты кислородом;
- выпуска жидкой стали и шлака из конвертера.

Неорганизованные (рассеянные) выбросы происходят в течение всех перечисленных процессов, когда отходящие газы не полностью улавливаются.

Таблица 6.2 – Данные по материальным потокам для конвертеров в странах ЕС [17]

Вход			Выход		
Сырьевые материалы			Продукты ¹⁾		
Жидкий чугун	кг/т жидкой стали	800-950	Непрерывнолитые заготовки Слитки	кг/т жидкой стали	1000,0
Лом		150-300			
Кокс		0-0,4			
Известь		30-67	Энергия		
Доломит		0-28,4	Конвертный газ	МДж/т жидкой стали	350-700
Легирующие		1,3-33	Пар		
Газы			Выбросы		
Кислород	м ³ /т жидкой стали	49,5-70	Пыль	г/т жидкой стали	14-143
Аргон		0,55-1,2	Cr		0,01-0,075
Азот		2,3-18,2	Fe		15,15
			Cu		0,01-2,72
Энергия			Pb		0,17-0,98
Электроэнергия	МДж/т Жидкой стали	35-216	Mn		0,3-1,56
Природный газ		49,5-730	NO _x		8,2-55
Коксовый газ		0-800	CO		393-7200
			ПАУ	мг/т жидкой стали	10
Общий пар	МДж/т Жидкой стали	13-150	ПХДД/Ф	МКГ I-ТЕQ/т жидкой стали	0,043-0,094
Сжатый воздух	нм ³ /т жидкой стали	8-26	Остатки производства (отходы/побочная продукция)		
Вода	м ³ /т жидкой стали	0,8-41,7	Шлак: от десульфурации конвертерный от внепечной обработки стали от непрерывной разливки	кг/т жидкой стали	3-40 85-165 9-15 4-57
			Выплески		2,8-15
			Пыль		0,75-24
			Окалина		2,3-7,7
			Сточные воды	м ³ /т жидкой стали	0,3-6

¹⁾ Сумма продуктов (слябы, блюмсы, заготовки или слитки)

В 2021 г. в результате анкетирования предприятий Российской Федерации, осуществляющих производство стали в конвертерах, были собраны данные по выбросам загрязняющих (маркерных) веществ в атмосферный воздух.

Удельные величины выбросов приведены на основании данных инвентаризации стационарных источников и выбросов загрязняющих веществ в атмосферный воздух (таблица 6.3).

П-ООС 17.XX-XX-XXXX

Таблица 6.3 – Удельные выбросы загрязняющих (маркерных) веществ при производстве стали в конвертерах в (по результатам анкетирования в 2021 г.)

Производственный подпроцесс	Наименование загрязняющего (маркерного) вещества	Ед. измерения	Диапазон (величина)	
			Форма № 2-ТП (воздух)	Инвентаризация выбросов ЗВ
Прием жидкого чугуна, усреднение жидкого чугуна в стационарном миксере, перелив из чугуновозных ковшей или чугуновозных ковшей миксерного типа в чугунозаливочные ковши, подготовка твердой металлической шихты и шлакообразующих материалов, десульфурация чугуна, прием и подготовка ферросплавов, выплавка стали, выпуск расплава из конвертера в сталеразливочный ковш, присадка ферросплавов, раскислителей и других добавок, внепечная обработка расплава, подготовка сталеразливочных и промежуточных ковшей, разливка стали на МНЛЗ или в изложницы (слитки), обработка непрерывнолитых заготовок и слитков, переработка и утилизация шлаков сталеплавильного производства, установки газо- и водоочистки	Азота диоксид	кг/стали	0,02-0,17	0,04-0,35
	Азота оксид		0,004-0,06	0,006-0,072
	Углерода оксид		0,14-4,79	0,14-4,82
	Серы диоксид		0,005-0,24	0,007-0,092
	Взвеш. вещества*		0,03-0,27	0,10-0,34

* К взвешенным веществам относятся все твердые вещества в составе выброса, включая «Пыль неорганическая с содержанием кремния менее 20, 20–70, а также более 70 процентов».



Рисунок 6.5 – Блок-схема процесса конвертерного производства стали с указанием источников выбросов [17]

Основным отходящим газом является конвертерный газ, последующее его удаление и обеспыливание осуществляется системой устройств и аппаратов первичного обеспыливания в

составе газоход, котел-утилизатор, наклонный газоход, скруббер Вентури с каплеуловителем, свеча или газгольдер).

Приоритетными веществами в выбросах конвертерного производства являются оксид углерода и взвешенные вещества (пыль неорганическая), меры по снижению выбросов в первую очередь направлены на управление эмиссиями пыли.

При работе в режиме полного дожигания выбросы пыли в атмосферу находятся в диапазоне 25–100 мг/м³ после очистки, выход продуктов сгорания достигает 2000–3000 нм³/т (что дает величину выбросов пыли в среднем 180 г/т жидкой стали). В выбросах в воздух при переливе чугуна из ковша в заливочный ковш, в процессах десульфурации, последующего отделения шлака образуется до 10 г/м³ (или 1000 г/т стали) пыли. Эффективная локализация выбросов от предварительной обработки расплава чугуна достигается с помощью применения пылезащитных кожухов. Собранные с их помощью газы очищаются в скрубберах, трубах Вентури, циклонах, рукавных фильтрах, электрофильтрах.

Другие источники выбросов в процессе производства стали в кислородных конвертерах, включая внепечную обработку стали и непрерывную разливку, дают удельные показатели выбросов в диапазоне 1–275 г/т стали, после очистки 0,1–50 г/т стали. Неорганизованные (рассеянные) выбросы конвертерного производства стали эвакуируются системой вторичного обеспыливания.

Система вторичного обеспыливания состоит из вытяжного зонта, расположенного непосредственно над горловиной конвертера в наклонном положении, и кожуха вокруг конвертера. Расход отходящих газов вторичного обеспыливания составляет 300 000–3 500 000 нм³/ч, а очистка выполняется в большинстве случаев с помощью рукавных фильтров, реже – электрофильтров. Удельный расход электроэнергии на транспорт такого количества газа составляет 0,72–13 МДж/т стали.

Эффективность вторичного обеспыливания (с учетом процессов улавливания и эвакуации) конвертерной плавки составляет: при заливке жидкого чугуна – 89–99 %, при загрузке лома – 24–64 %, при продувке – 89–99 %; при выпуске стали – 49–55 %. Достигаемые уровни остаточной запыленности при вторичном обеспыливании при использовании электрофильтра около 30 мг/м³, рукавного фильтра – менее 2–13 мг/м³.

В результате работы систем вторичного пылеулавливания образуется 0,5–1,2 кг/т стали уловленной пыли [17].

На ПАО «ММК» реализована автоматизированная централизованная система аспирации и обеспыливания 1400 тыс. м³/ч неорганизованных выбросов конвертерного цеха, включающая 2-е ступени очистки (24 циклона и напорный рукавный фильтр), что обеспечивает очистку выбросов до остаточной запыленности 20–30 мг/м³. Уловленная пыль в количестве 10 тыс. т/год возвращается в агломерационный цех для использования в шихте [35].

6.1.7.2 Сточные воды

Водоснабжение потребителей конвертерного производства технической водой осуществляется по водооборотным системам:

- система водоснабжения шихтоподготовительного отделения;
- система водоснабжения технологических агрегатов конвертерного отделения;
- система водоснабжения технологических агрегатов участка разливки стали;
- система водоснабжения газоочисток конвертерного газа;
- система водоснабжения химически очищенной водой котлов-утилизаторов.

В конвертерном производстве вода используется:

- для очистки конвертерного газа (скрубберная вода), после очистки воду возвращают в цикл;
- для вакуумной обработки (5–8 м³/т жидкой стали), эти сточные воды очищают вместе с другими потоками от прокатных станов и возвращают в цикл;
- для прямого охлаждения при разливке стали на МНЛЗ или в изложницы (5–35 м³/т жидкой стали), эти сточные воды очищают вместе с другими потоками от прокатных станов и возвращают в цикл.

Для оптимизации использования сточных вод на металлургическом заводе предпочтительным подходом является локальная очистка и организация оборотных циклов. К примеру, водоснабжение конвертерного цеха ПАО «ММК» осуществляется по оборотной схеме, в которую входят 4 цикла (см. рисунок 6.6).

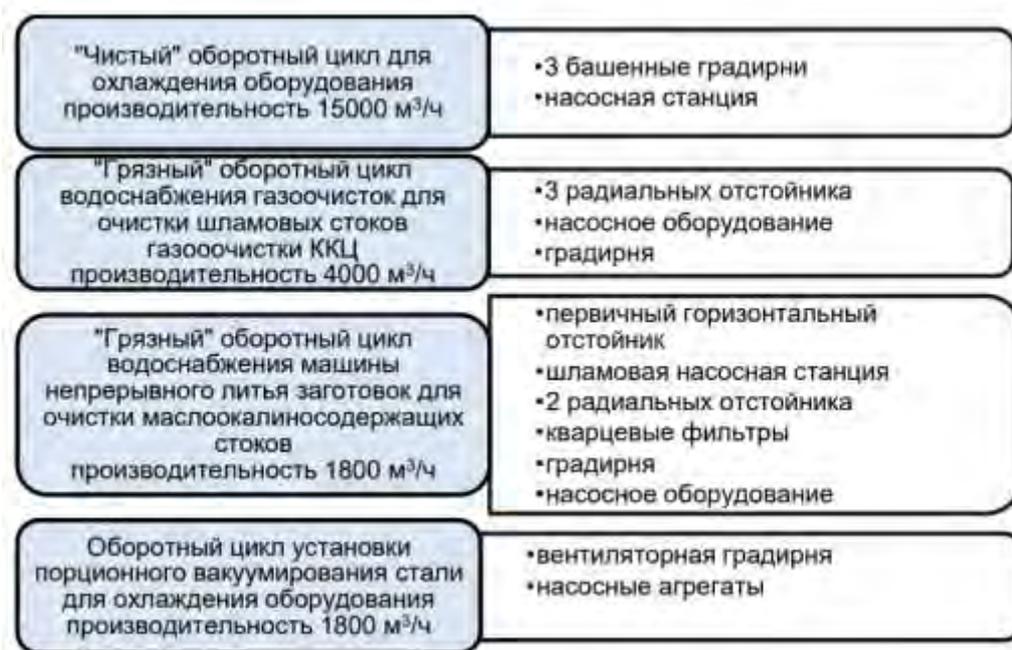


Рисунок 6.6 – Обратная схема водоснабжения конвертерного цеха ПАО «ММК» [35]

На ПАО «НЛМК» с 2009 г. действует полностью замкнутый (бессточный) оборотный цикл водоснабжения.

6.1.7.3 Отходы и побочные продукты

В процессе производства конвертерной стали образуются отходы производства и потребления, побочные продукты:

- пыль графитная, десульфурации чугуна, известковая;
- окалина;
- лом цветных и черных металлов;
- отходы электродов, абразивных кругов, шлаковаты, кабельной продукции, резинотехнические, стекла;
- отходы строительных материалов;
- отработанные ртутные лампы, аккумуляторы, смазка, масла, фильтры замасленные;
- промасленные ветошь и опилки;
- тара б/у;
- твердые бытовые отходы.

Основной перечень отходов производства и побочных продуктов, образующихся при выплавке, обработке и разливке стали, представлен ниже (а также в таблице 6.4), кг/т жидкой стали:

- конвертерный шлак – 85...165;
- шлак от десульфурации – 3...21 (данный шлак частично используется при строительстве полигонов или просто размещается на полигонах промышленных отходов);
- мелкая и грубая пыль – 0,75...24;
- шлак от внепечной обработки – 9...15 (возможно применение в производственном рециклинге);
- брызги металла – 2,8...15;
- шлак при непрерывной разливке – 4...5;
- окалина при непрерывной разливке на МНЛЗ или в изложницы – 2,3...6,4.

Переработка конвертерных шлаков является обязательным элементом обращения с отходами, так как позволяет исключить образование отвалов и связанное с этим отчуждение сельскохозяйственных угодий, устранить неизбежное в условиях шлаковых отвалов образование пыли, загрязнение водного и воздушного бассейнов.

Основными путями утилизации конвертерных шлаков является извлечение из них металла, фракционирование, использование в производственном рециклинге (для интегрированных предприятий – в агломерационном и доменном производствах), в глобальном рециклинге (для дорожного строительства, промышленного и гражданского строительства, для производства цемента), в качестве материалов для рекультивации [36].

Таблица 6.4 – Объем образования отходов и побочных продуктов в конвертерном производстве, кг/т продукции (по данным анкетирования)

Наименование отхода	Объем образования, кг/т продукции			Обращение с отходами
	По данным ИТС 26-2017	По данным анкетирования в 2021 г.		
		ПНООЛР	Форма № 2-ТП (отходы)	
Шлак конвертерного производства	114,6-191,8	123,9-223,1	138,9-173,9	Рециклинг в сталеплавильном производстве; использование при ликвидации горных выработок; использование для дорожного строительства
Окалина при непрерывном литье заготовок	Нет данных	Нет данных	Нет данных	Рециклинг – вторичное использование в качестве металлошихты
Скрап чугунный незагрязненный	Нет данных	Нет данных	Нет данных	
Скрап стальной незагрязненный	11-34	31,4	5,1	
Лом и отходы, содержащие незагрязненные черные металлы в виде изделий, кусков, несортированные	9,58-24,1	12,9-18,2	12,3-12,7	
Отходы (осадки) механической очистки (осветления) воды систем мокрой газоочистки производства стали с преимущественным содержанием оксидов железа	11,72-22,29	17,8-18,6	7,3-17,3	Реализация в качестве побочной продукции
Отходы (осадки) механической очистки (осветления) воды систем мокрой газоочистки производств стали с преимущественным содержанием оксидов кальция и алюминия	0,56-17,82	Нет данных	Нет данных	Рециклинг – утилизация в процессе агломерации; переработка для собственных нужд; реализация сторонним организациям
Лом футеровок печей и печного оборудования производства чёрных металлов	2,95-17,06	6,3-6,7	0,05-3,12	Рециклинг – утилизация в огнеупорном производстве; использование при ликвидации горных выработок
Пыль газоочистки неорганизованных выбросов конвертерного производства	0,27-5,65	1-5,6	0,8-1,03	Рециклинг – утилизация в процессе агломерации; переработка для собственных нужд; реализация сторонним организациям; размещение
Пыль газоочисток при десульфурации чугуна	0,2	Нет данных	Нет данных	Переработка для собственных нужд или реализация
Пыль миксерного отделения (пыль чугунная)	0,002-0,13	Нет данных	Нет данных	Переработка для собственных нужд или реализация
Отходы известняка, доломита и мела в кусковой форме практически неопасные	1,9-311	6,6	5,9	Утилизация в процессе агломерации

Ввиду востребованности шлаковой продукции конвертерные шлаки имеют статус побочной продукции, а не отхода.

На ПАО «Северсталь», ПАО «НЛМК» конвертерный шлак после дробления и сортировки используют непосредственно в доменной печи (фракция крупнее 10 мм) и аглошихте (фракция 0–10 мм) [37].

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

Кроме того, смесь сталеплавильных шлаков, полученную после дробления и магнитной сепарации, применяют в виде сталеплавильного скрапа с повышенным содержанием железа, в том числе металлического, также в доменной и агломерационной шихте.

Конвертерные шлаки перерабатываются на многих металлургических предприятиях, в том числе на ПАО «НЛМК», ПАО «Северсталь», в АО «Евраз НТМК», в ПАО «ММК», с получением строительных материалов (щебня, шлаковой муки, фосфатшлака) и извлечением значительного количества металла [36].

Пыль и шламы, собранные после систем первичного и вторичного обеспыливания в конвертерном производстве, могут содержать примеси тяжелых металлов, в особенности цинка, источником которого является главным образом лом, загружаемый в конвертер.

Для выполнения требований по производственному рециклингу пыли следует использовать лом с низким содержанием цинка. Для вовлечения в хозяйственный оборот цинксодержащей пыли необходима разработка технологий переработки таких отходов с извлечением прежде всего цинка.

Вторичные энергетические ресурсы

Конвертерный газ сталеплавильного производства является вторичным энергетическим ресурсом. Его усредненный состав при плавке с верхней и нижней продувкой может быть охарактеризован следующим образом, %: 67–79 CO, 13–16 CO₂, 5–14 N₂, 0–3 H₂, 0–3 H₂O. Температуре на выходе из конвертера равна 1400–1600 °С. Теплота сгорания газа составляет 8,4–9,2 МДж/м³. Выход конвертерного газа оценивается в 60–80 м³ /т стали.

Для утилизации энергии конвертерных газов возможно применение трех систем:

- с полным дожиганием и утилизацией тепловой энергии;
- частичным дожиганием и утилизацией тепловой энергии;
- без дожигания газа и использованием его как топлива в энергетическом балансе предприятия.

В системе полного дожигания технологический газ после выхода из конвертера сжигается в газоотводящем тракте. Энергия утилизируется путем использования физического тепла этого газа в котле-утилизаторе. Серийные котлы-утилизаторы (охладители конвертерных газов) имеют производительность по пару 160–210 т/ч при его пиковом давлении до 5 МПа. Системы полного дожигания характеризуются большим удельным выходом газов (500–1000 нм³/т жидкой стали и более) по сравнению с системами без дожигания (50–100 нм³/т жидкой стали).

В системе с частичным дожиганием часть отходящего конвертерного газа дожигается в газоотводящем тракте перед котлом-утилизатором (при коэффициенте расхода воздуха $\alpha = 0,3–0,6$), далее газ выводится на «свечу», где осуществляется его полное дожигание и отведение в атмосферу.

В системе без дожигания CO перед котлом-утилизатором утилизируется физическое тепло отходящих газов с последующим полным сжиганием на «свече» (отраслевая практика) или отведением в газгольдер и применением в качестве топлива (европейский опыт).

В любом из рассмотренных вариантов очистка газов производится после их использования в котле-утилизаторе.

Охлажденный в охладителях конвертерных газов и очищенный конвертерный газ может улавливаться (направляться в газгольдер).

В этом случае, в соответствии с зарубежной практикой газ поступает в струйные охладители и полые скрубберы, затем в трубы Вентури и далее в центробежные скрубберы (мокрые циклоны), после которых попадает в газгольдер.

На российских заводах в настоящий момент конвертерный газ не улавливается.

Вредные производственные факторы

При производстве стали конвертерным процессом вредными производственными факторами являются:

- повышенное напряжение в электрической цепи (свыше 50 В);
- движущиеся машины и механизмы;
- подвижные части производственного оборудования;
- повышенный уровень инфракрасной радиации;
- повышенный уровень шума на рабочем месте;
- повышенная или пониженная температура воздуха рабочей зоны;
- повышенная температура поверхности оборудования, материалов;
- расположение рабочего места на значительной высоте относительно поверхности пола; - повышенная запыленность и загазованность рабочей зоны.

Допускаемые санитарными нормами уровни и концентрации вредных факторов:

- предельно допустимая концентрация (ПДК) неорганической пыли 6 мг/м³;
- уровень производственного шума – 80 дБ;
- ПДК окиси углерода – 20 мг/м³;
- уровень инфракрасного излучения – 140 Вт/м².

6.1.8 Наилучшие доступные технологии при производстве стали в конвертерах

НДТМ 6.2.1 Технология производства стали в конвертерах методом продувки расплава чугуна техническим кислородом и наведением покровного шлака с целью удаления из расплава металла углерода и вредных примесей с применением ресурсо- и энергоэффективных технических решений, процессов и методов ограничения негативного воздействия на окружающую среду, включающая технологии НДТМ 6.2.2 – НДТМ 6.2.6

НДТМ 6.2.2 Технология выплавки стали в конвертере методом продувки расплава чугуна техническим кислородом, направленная на обеспечение надлежащего содержания углерода в стали (и соответственно образование пыли и оксида углерода), включающая на альтернативной основе меры, представленные в НДТМ 6.2.2.1 – НДТМ 6.2.2.3

НДТМ 6.2.2.1 Продувка расплава в конвертере сверху (см. рисунок 6.7) НДТМ состоит в применении продувки расплава в конвертере кислородом сверху через водоохлаждаемую фурму с промежуточным наклоном конвертера для отбора проб и измерения температуры расплава (см. таблицу 6.5).

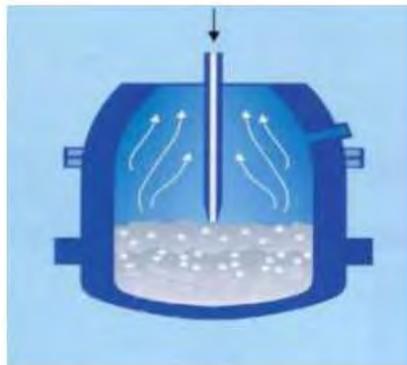


Рисунок 6.7 – Продувка расплава в конвертере сверху

Таблица 6.5 – Описание НДТМ 6.2.2.1

№	Метод / оборудование	Примечание
а	Оптимальная шихтовка конвертерной плавки	
б	Оптимальный расход шлакообразующих материалов, в том числе извести	
в	Оптимальный расход кислорода на продувку расплава	
г	Отбор проб и измерение химического состава и температуры расплава	
д	Контроль состояния газоотводящего тракта, системы улавливания отходящих газов с мокрой газоочисткой.	

НДТМ 6.2.2.2 Комбинированная продувка в конвертере (сверху и донная) (см. рисунок 6.8)

НДТМ состоит в применении комбинированной продувки расплава в конвертере кислородом сверху через водоохлаждаемую фурму и снизу подачей нейтрального газа (азот, аргон) через донные блоки с промежуточным наклоном конвертера для отбора проб и измерения температуры расплава (см. таблицу 6.6).

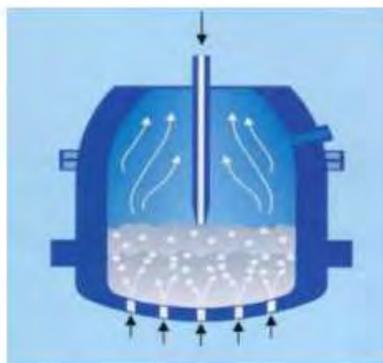


Рисунок 6.8 – Комбинированная продувка в конвертере (сверху и донная)

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

Таблица 6.6 – Описание НДТМ 6.2.2.2

№	Метод / оборудование	Примечание
а	Оптимальная шихтовка конвертерной плавки	
б	Оптимальный расход шлакообразующих материалов, в том числе извести	
в	Оптимальный расход кислорода на продувку расплава	
г	Оптимальный расход нейтрального газа (азот, аргон) через донные блоки	
д	Отбор проб и измерение химического состава и температуры расплава	
е	Промежуточная повалка конвертера для отбора проб. Получение информации о содержании углерода в расплаве	
ж	Выпуск стали из конвертера через сталевыпускное отверстие в сталеразливочный ковш	
з	Раздувка шлака на футеровку конвертера в виде защитного гарнисажа	
и	Слив шлака через горловину конвертера в шлаковую чашу	
к	Контроль состояния газоотводящего тракта, системы улавливания отходящих газов с мокрой газоочисткой	

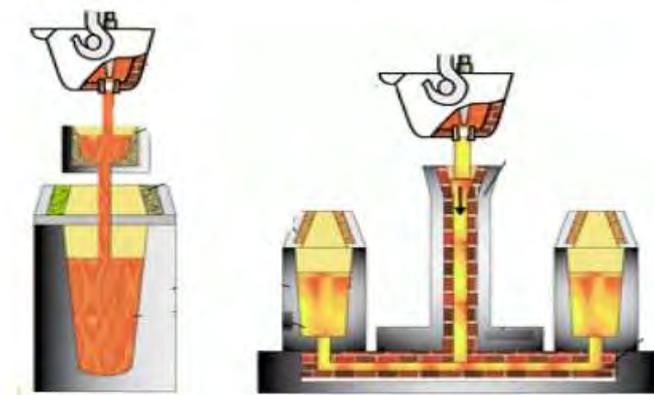
НДТМ 6.2.2.3 Выплавка стали с рекуперацией тепла газов, образующихся при продувке (стационарный дуплекс-конвертер)

НДТМ состоит в интенсивной продувке кислородом ванны с чугуном и ломом, и синхронизации технологических процессов в двух ваннах по использованию тепла отходящих газов, выделяющихся при продувке, для нагрева шихты (металлолом, добавочные материалы) в соседней ванне с улучшением показателей энергоэффективности, увеличением производительности процесса, обеспечением высокого качества выплавляемой стали, сокращением потребления флюсовых материалов и эмиссии пыли в атмосферу (рукавные фильтры оригинальной конструкции с горизонтальным расположением рукавов).

НДТМ 6.2.3 Технологии, направленные на улучшение общих показателей выплавки стали, обеспечивающие стабильность процесса, получение качественных характеристик готовой стали, сокращение расхода и потерь сырья, снижение образования эмиссий в атмосферу и отходов путем реализации одного или комбинации мероприятий, представленных в таблице 6.7

Таблица 6.7 – Описание НДТМ 6.2.3

№	Метод / оборудование
а	Поддержание стабильного химического состава жидкого чугуна
б	Обработка жидкого чугуна десульфураторами в ковше на установке десульфурации чугуна (УДЧ)
в	Применение эффективных десульфураторов (гранулированный магний, порошкообразная известь, сода, карбид кальция или смеси нескольких реагентов)
г	Внепечная обработка расплава стали (на печи-ковше, вакууматоре)
д	Применение низкокремнистого чугуна
е	Применение новых шестисопловых фурм для продувки расплава металла в конвертере
ж	Применение специальных устройств (перегородки, рассекатели и др.) в промежуточных ковшах МНЛЗ для максимального удаления неметаллических включений
з	Выпуск стали из конвертера в сталеразливочный ковш при оптимальной температуре расплава (рисунок 6.10)
и	Разливка стали в изложницы (рисунок 6.9)



Слева – наполнение изложницы сверху; справа – наполнение изложницы с помощью сифона

Рисунок 6.9 – Разливка стали в изложницы

НДТМ 6.2.4 Внедрение систем автоматизированного контроля и управления плавкой стали в конвертере, в том числе для увеличения производительности конвертера и минимизации эмиссий и отходов, включая технологии

НДТМ 6.2.4.1 Выпуск стали из конвертера на основе информации технических устройств или сенсорных систем по анализу отходящих газов

НДТМ состоит в выпуске расплава из конвертера на основе информации технических устройств или сенсорных систем по анализу отходящих газов без промежуточного наклона конвертера для отбора проб.



Рисунок 6.10 – Выпуск стали из конвертера в сталеразливочный ковш

НДТМ 6.2.4.2 Электромагнитное перемешивание стали в кристаллизаторе МНЛЗ

НДТМ состоит в гомогенизации расплава по температуре, интенсификации удаления неметаллических включений, что позволяет увеличить количество плавов, разливаемых за одну серию.

НДТМ 6.2.4.3 Установка откатных экранов шлаковой защиты конвертера НДТ состоит в обеспечении герметичности закрытия проема конвертера.

НДТМ 6.2.5 Технологии, направленные на повышение ресурсо- и энергоэффективности конвертерного производства, включающие НДТМ 6.2.5.1 – НДТМ 6.2.5.2

НДТМ 6.2.5.1 Разливка стали на машинах непрерывного литья заготовок (МНЛЗ)

НДТМ состоит в применении технологии непрерывной разливки жидкой стали на МНЛЗ с последующим затвердеванием стали в кристаллизаторе установленной толщины и ширины и последующей порезкой непрерывно-литых слитков на мерные длины (см. рисунок 6.11).

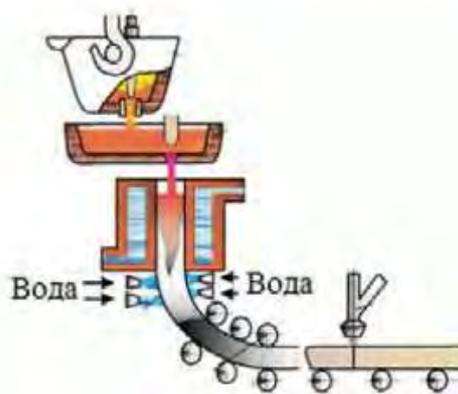


Рисунок 6.11 – Разливка стали на МНЛЗ

НДТМ 6.2.5.2 Утилизация тепла отходящих газов в котле-утилизаторе НДТ состоит в использовании химической и физической энергии отходящего конвертерного газа для производства пара. Температура конвертерного газа на уровне горловины конвертера составляет 1500–1700°С. Образовавшийся конвертерный газ в процессе продувки кислородом удаляется из конвертера через газоотводящий тракт.

На рисунке 6.12 представлена принципиальная схема газоотводящего тракта сталеплавильного конвертера.

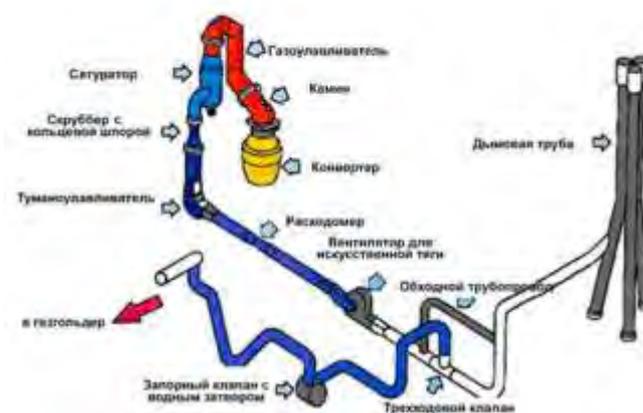


Рисунок 6.12 – Принципиальная схема газоотводящего тракта сталеплавильного конвертера

Для утилизации тепла конвертерного газа и его охлаждения в газоотводящем тракте устанавливают котел-охладитель, который производит пар для использования на нужды металлургических предприятий. Газоотводящий тракт заканчивается дымовой трубой, в оголовке которой устанавливается система дожигания конвертерного газа.

НДТМ 6.2.6 Технологии, направленные на снижение негативного воздействия на атмосферный воздух, за счет применения эффективного пылегазоочистного оборудования, показанного в таблице 6.8

Таблица 6.8 – Описание НДТ 5.5.6

№	Метод / оборудование	Примечание
а	Применение усовершенствованных систем улавливания и эвакуации газопылевых выбросов (типа «дог хауз», вытяжных зонтов, эффективных укрытий)	
б	Применение оснащения для улавливания диффузных «видимых» выбросов	При реконструкции и новом строительстве
в	Применение рукавных фильтров для очистки аспирационных выбросов	
г	Применение скрубберов и скрубберов Вентури для очистки технологических газов	
д	Применение электрофильтров для очистки технологических газов	

6.2 Производство стали в электродуговых печах

В электродуговых печах различной мощности выплавляют различные марки сталей: инструментальные, углеродистые, подшипниковые, коррозионностойкие, электротехнические и прецизионные сплавы.

На рисунке 6.13 даны типичные схемы производства стали с техническими операциями в ДСП и агрегатах внепечной обработки металла [61]. Первая схема предусматривает доведение металла по химическому составу в ковше и десульфурацию стали. Вторая схема позволяет существенно повысить служебные свойства стали, так как в технологическую цепочку включена вакуумная обработка металла, позволяющая снизить содержание вредных примесей: газов (азот, водород, кислород), неметаллических включений, серы.



Рисунок 6.13 – Технологический процесс производства стали в ДСП, заготовок и слитков

Схема технологии производства стали в ДСП и заготовок с указанием входа ресурсов и мест появления эмиссий приведена на рисунке 6.14.

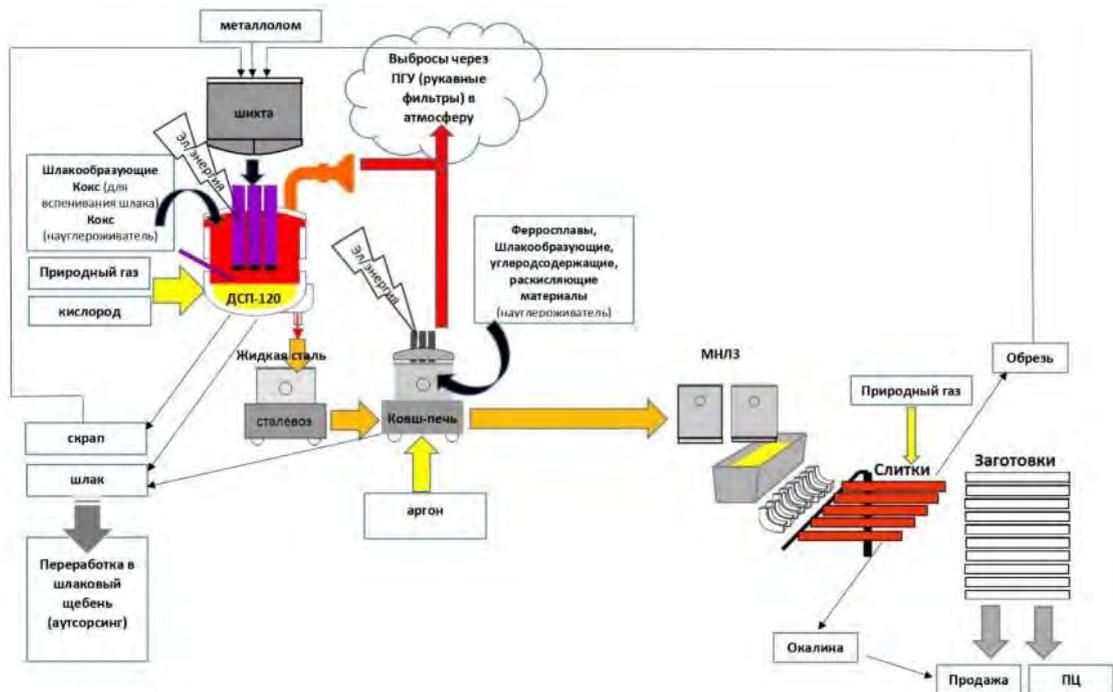
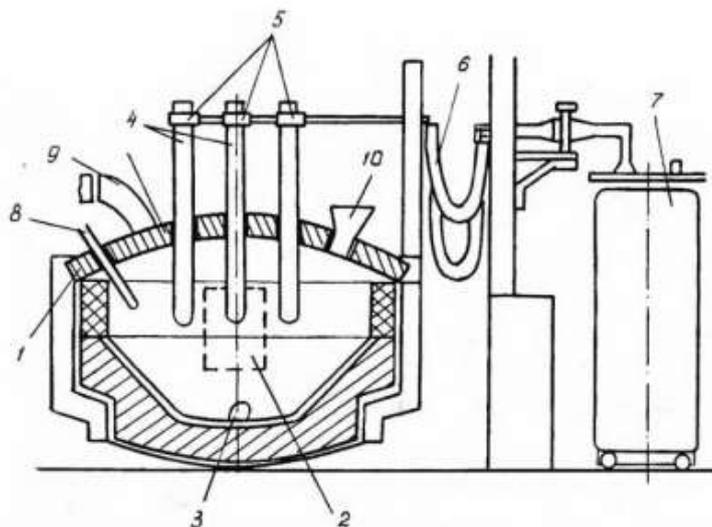


Рисунок 6.14 – Схема технологии производства стали в ДСП и заготовок с указанием входа ресурсов и мест появления эмиссий

П-ООС 17.XX-XX-XXXX

6.2.1 Устройство дуговой печи

На рисунке 6.15 показана принципиальная схема устройства дуговой печи и основные элементы ее оборудования.



1 – свод; 2 – рабочее окно; 3 – сталевыпускное отверстие; 4 – электроды; 5 – электрододержатели; 6 – короткая сеть; 7 – трансформатор; 8 – кислородная фурма; 9 – отвод отходящих газов; 10 – загрузочная воронка

Рисунок 6.15 – Основные элементы комплекса ДСП

Футеровка подины печи, ее стен и свода выполняются из магнезиальных, магнезитохромитовых, периклазоуглеродистых огнеупоров как штучного изготовления, так и в виде масс. Подина печи выдерживает до 2000 плавов. Применение водоохлаждаемых сводов и стен печи (см. рисунок 6.16) увеличило их стойкость до и более 1000 плавов.

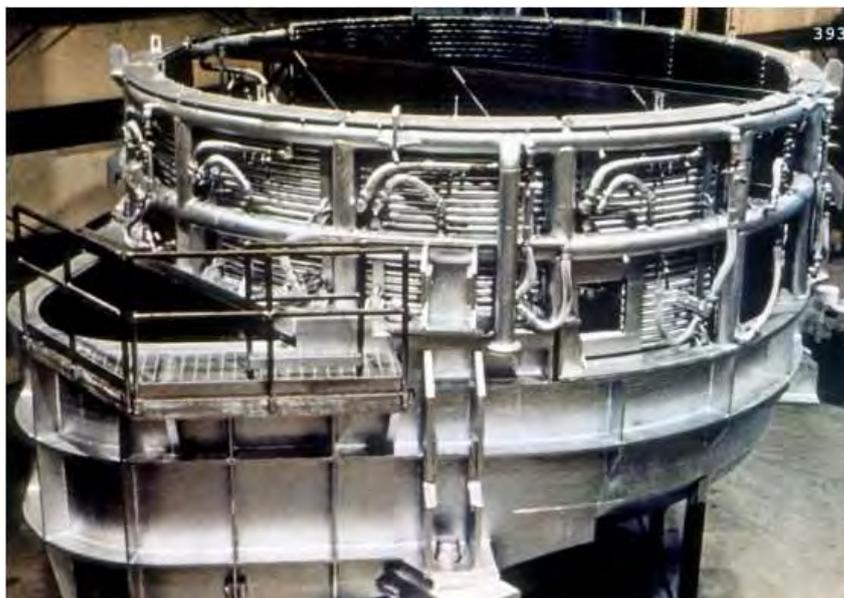


Рисунок 6.16 – Конструкция ДСП с водоохлаждаемыми стенами и эркерным выпуском

Для отсечки шлака при выпуске применяют эркерное или донное сталевыпускные отверстия с шибберными затворами. Это при необходимости позволяет оставлять в печи часть металла до 10–25 % (работа на «болоте»). Для ускорения процессов нагрева и расплавления шихты современные печи оборудованы газокислородными горелками, для интенсификации процесса плавания и обезуглероживания – кислородными фурмами (см. рисунки 6.17 и 6.18). Для вспенивания шлака с целью экранирования электрической дуги используются инжекторы углеродсодержащих материалов. Эти устройства в большинстве случаев комбинируются в различных сочетаниях и

устанавливаются в водоохлаждаемых стеновых панелях. Дополнительно возможна установка таких устройств на специальном манипуляторе, который направляет их в рабочее окно ДСП.

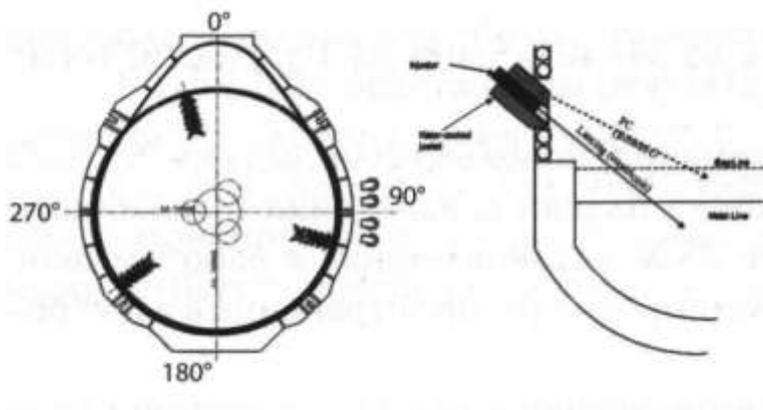
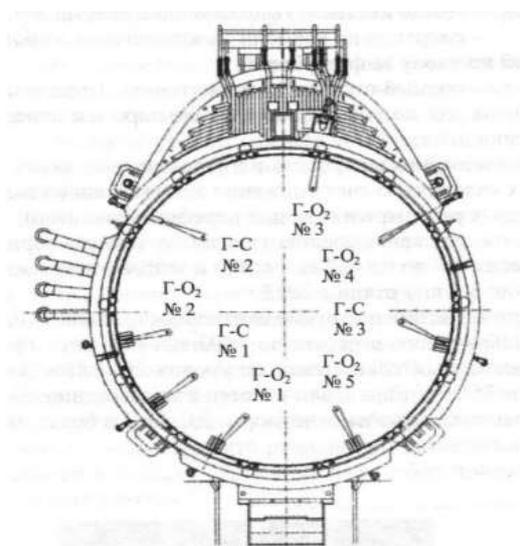


Рисунок 6.17 – Типичное расположение инжекторов в ДСП



Г-О2 – горелка и инжектор кислорода; Г-С – горелка и инжектор углеродосодержащих материалов

Рисунок 6.18 – Схема расположения универсальных устройств в ДСП-160

Эти усовершенствования позволили сократить продолжительность плавки до 40– 60 мин и сравняться по времени плавки с кислородными конвертерами [38].

Процесс плавки металла в дуговых электропечах сопровождается большим выделением газов и аэрозолей окислов железа. Поэтому электропечи оборудуют системой газоочистки, включающей эвакуацию продуктов горения непосредственно из рабочего пространства печи в общую систему аспирации цеха с последующей очисткой на рукавных фильтрах. Электропечи оснащают современными системами автоматического управления технологическим процессом АСУ ТП, решающими следующие задачи:

- контроль параметров и управление электрическим режимом плавки с учётом технологических факторов и реактора электропечи;
- контроль параметров и управление весодозирующим комплексом;
- контроль параметров и управление системами подачи альтернативных источников тепла и вспенивания шлака;
- контроль состояния и управление механизмами печи, трансформатора и переключателя ступеней напряжения;
- расчёт количества и управление подачей в печь кислорода для продувки металла и твёрдых окислителей;
- контроль параметров водоохлаждаемых элементов печи;
- контроль параметров и управление системой удаления и очистки газов;
- вывод данных на монитор оператора, визуализация процесса плавки, передача и получение данных по системе ввода/вывода и прочее.

6.2.2 Выплавка стали

Подготовка шихтовых материалов

В настоящее время перечень шихтовых и всевозможных материалов, используемых при выплавке стали в электропечах, весьма широк. Он включает в себя металлический лом, чугуны, ферросплавы, шлакообразующие, огнеупоры и ряд других.

Металлолом, доля которого в металлошихте может достигать 95 %, в ряде случаев является препятствием для выплавки отдельных марок стали, так как содержит медь, олово и другие примеси. Эта проблема решается селекцией видов металлолома и разбавлением металлошихты «первородной» шихтой: металлизированными окатышами или горячебрикетированным железом, чугуном

Металлолом в копровом цехе заранее сортируют по видам. Каждый вид характеризуется своим насыпным весом, максимальной толщиной и весом одного куска, содержанием углерода, наличием легирующих элементов. Металлолом на плавку в ДСП, как правило, подается в контейнерах или загрузочных корзинах. Немагнитный лом для выплавки легированных марок стали подается в мульдах.

Для выплавки стали требуется большое количество сыпучих, порошкообразных и шлакообразующих материалов, в том числе применяется свежееобожженная известь кусковая, плакиновый шпат, шамотный бой, кварцевый песок, боксит, железная руда, кокс, молотый ферросилиций, алюминиевый порошок. Эти материалы перед использованием должны быть просушены и прокалены для удаления гигроскопической и гидратной влаги, влияющей на образование флокенов и волосовин из-за попадания в сталь водорода. В ряде случаев, такую подготовку материалов возможно заменить вакуумированием стали.

Прокаливание ведут в специальных печах или мульдах рядом с дуговой печью. Дробление и подготовку сыпучих и порошкообразных материалов ведут в отдельных, рядом стоящих зданиях.

Шлакообразующие материалы и ферросплавы доставляются в печной пролет из шихтового отделения мостовым краном в мульдах или в саморазгружающихся бадьях, а на ряде заводов через бункерную эстакаду по системе ленточных конвейеров.

Подготовка печи

После каждой плавки подина и откосы печи осматриваются, очищаются перед очередной плавкой и заправляются порошкообразным обожженным магнезитом или массами специального состава, а при работе с оставлением части металла от предыдущей плавки – заправляются только откосы. Осуществляется подача к печи электродов и их наращивание.

Завалка шихты

Завалка шихты осуществляется в печь при открытом своде бадьями с открывающимся днищем, завалка флюсов и добавок через бункера с дозирующими устройствами. Жидкий чугун в печь заливают при помощи специального желоба (см. рисунок 6.19).



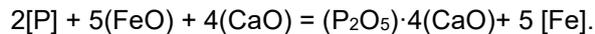
Рисунок 6.19 – Завалка шихты бадьей в ДСП-180, рядом на манипуляторе находится желоб для заливки чугуна, на кране висит ковш с чугуном

Плавка

Плавление шихты ведут на максимальной мощности печного трансформатора с использованием газокислородных горелок. Для ускорения плавления шихты поворачивают корпус печи вокруг оси в одну и другую стороны на 45°. На современных печах повороты не нужны, так как проплавляется один колодец. К окончанию расплавления ванна должна быть покрыта слоем шлака. Шлак периода расплавления имеет примерный состав: 35–45 % CaO; 15–25 % SiO₂; 5–10 % MnO; 10–12 % MgO; 4–7 % Al₂O₃; 10–15 % FeO; до 0,5 % P₂O₅ (основность 1,5–2,0). Скачивание и уборка шлака производятся через окно под печь самотеком или специальными скребками.

Окислительный период

В современных печах при активном использовании кислорода на стадии плавления металлошихты, период расплавления совмещён с окислительным периодом. Основная задача окислительного периода заключается в удалении фосфора. Начинается этот процесс при расплавлении порядка 70–80 % металлошихты при активном сходе шлака. Для создания благоприятных условий дефосфорации необходимо обеспечить требуемую окисленность ванны, которая достигается за счёт активной продувки расплава кислородом и снижением содержания углерода в металле до значений 0,1–0,05 % и менее. При этом основность шлака должна быть на уровне 2–3. Окисление фосфора протекает по реакции:

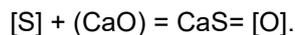


Для протекания реакции окисления фосфора необходимы: высокое содержание кислорода в металле и шлаке, повышенное содержание CaO в шлаке и пониженная температура в реакционной зоне. Выполнение этих условий обеспечивают наводкой свежего шлака и постоянным обновлением шлака путем скачивания из печи насыщенного (CaO)₄·P₂O₅ шлака. По ходу окислительного периода происходит дегазация стали – удаление из нее водорода и азота, которые выделяются в пузыри СО, проходящие через металл. Выделение пузырьков СО сопровождается удалением из металла неметаллических включений, которые выносятся на поверхность потоками металла или поднимаются вверх вместе с пузырьками газа. Хорошее кипение ванны обеспечивает перемешивание металла, выравнивание температуры и химического состава.

К концу окислительного периода шлак имеет примерный состав: 40–45 % CaO; 10–20 % SiO₂; 10–20 % FeO; 5–19 % MgO; 2–4 % Al₂O₃; 0,5–2,0 % P₂O₅ (основность 2,5–4,0). Общая продолжительность окислительного периода зависит от мощности трансформатора и продувочных устройств. На лучших печах время выплавки полупродукта в ДСП составляет от 35–50 мин.

Восстановительный период

После окислительного периода проводят полное скачивание шлака для удаления из печи фосфора. Далее плавку ведут под восстановительным белым шлаком, содержащим менее 0,5 % FeO. В этот период происходит диффузионное раскисление металла, завершается десульфурация до требуемого содержания серы, легирование металла и регулирование его температуры перед выпуском. Десульфурация металла активно проходит в восстановительный период плавки, а также при выпуске стали под слоем шлака, когда происходит хорошее перемешивание металла со шлаком:



Десульфурации способствует хорошее раскисление стали и шлака, высокое содержание извести в шлаке и высокая температура. В современных цехах, оборудованных агрегатами «ковш-печь», операции восстановительного периода, раскисления и легирования выполняются при выпуске стали из ДСП и при внепечной обработке.

6.2.3 Ковшевая металлургия

Для увеличения производительности дуговых печей, уменьшения угара ферросплавов процессы раскисления, легирования, рафинирования и доводки металла до нужной температуры проводятся не в печи, а в сталеразливочном ковше и/или специальных агрегатах. Применение такой технологии также положительно сказалось на улучшении качества стали и свойствах металлопродукции – механических свойствах, коррозионной стойкости и др. Внепечная обработка стали («ковшевая металлургия») стала широко применяться для любых марок стали. Были разработаны простые (одним методом) и комбинированные способы внепечной обработки стали одновременно несколькими методами [38,39,40]:

- в обычном сталеразливочном ковше с использованием верхней погружной фурмы;
- в сталеразливочном ковше, оборудованном для вдувания газа или газопорошковой струи снизу через смонтированные в днище устройства;

- в установке «ковш-печь» с крышкой (сводом), через которую опущены электроды, нагревающие металл в процессе его обработки (при этом установка оборудована системой подачи ферросплавов из бункеров и добавок порошковой проволокой);

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

- в агрегате типа конвертера с продувкой металла кислородом, аргоном (агрегат аргоно-кислородного рафинирования);

- в вакууматорах различного типа.

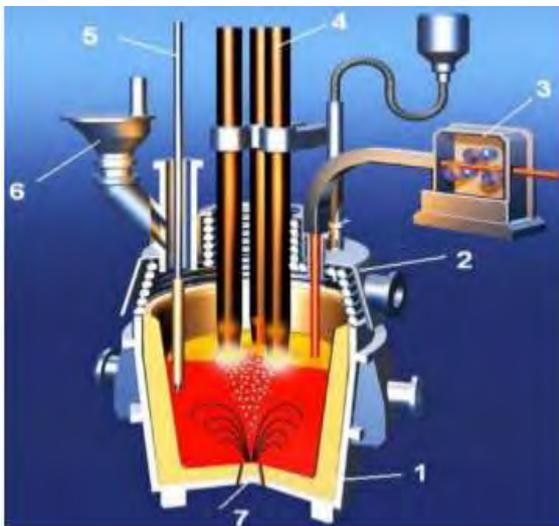
При продувке инертным газом (аргоном или азотом) через отверстие в днище ковша происходит перемешивание металла и усреднение его химического состава, очищение металла от газовых и неметаллических включений. Перемешиванием жидкого металла инертным газом регулируют его температуру.

Для интенсификации рафинирования металла от серы, фосфора и кислорода применяют перемешивание металла с жидким синтетическим шлаком, который наводится при использовании твёрдых шлаковых смесей. Для снижения содержания серы в металле и его раскисления используют известково-глиноземистый шлак, для дефосфорации – известково-железистый. Рафинирование проводят путем смешивания, нагретого до 1600 °С синтетического шлака со струей металла, сливаемого из печи в сталеразливочный ковш. Рафинирование металла синтетическим шлаком можно совмещать с одновременной продувкой инертным газом или вакуумированием.

В настоящее время установка для внепечной обработки жидкой стали превратилась в многофункциональный агрегат «ковш-печь» (см. рисунок 6.20), позволяющий производить нагрев металла электроэнергией с помощью вводимых через крышку установки электродов, дозировать кусковые ферросплавы, флюсы или различные добавки (углерод, раскислители, модификаторы), в том числе с применением порошковой проволоки [41, 42]. Перемешивание стали на агрегате «печь-ковш» производят инертными газами или, в ряде случаев, электромагнитным перемешиванием.

Для повышения чистоты металла по неметаллическим включениям и содержанию газов проводят вакуумирование стали в вакууматоре.

С разделением операций получения жидкой стали и ее внепечной обработки общая продолжительность плавки составляет 1,5–3,0 ч, обработка на каждом агрегате не превышает 40–50 мин, что позволяет организовать разливку стали на машине непрерывной разливки стали по схеме «плавка на плавку». Удельный расход электроэнергии на установке «ковш-печь» – 30–95 кВт·ч/т, расход электродов 0,2–0,8 кг/т стали и существенно зависят от комплекса внепечной обработки, который должен быть задействован для выполнения требуемых показателей качества стали.



1 – ковш; 2 – крышка-свод; 3 – трайб-аппарат для подачи проволоки; 4 – электроды; 5 – фурма для вдувания порошка силикокальция в струе аргона; 6 – устройство для подачи сыпучих ферросплавов и флюсов; 7 – пористая пробка для подачи аргона

Рисунок 6.20 – Схема агрегата «ковш-печь»

6.2.4 Разливка стали на МНЛЗ

После внепечной обработки сталеразливочный ковш ставят на сталеvoz, который перевозит его в разливочный пролет, где разливочный кран устанавливает ковш на разливочный стенд для разливки на МНЛЗ [32, 41].

Сталь из ковша поступает в промежуточный ковш, оборудованный дозирующими устройствами – стопорными механизмами или шибберными затворами или стаканами дозаторами – для контроля потока стали из него в кристаллизаторы МНЛЗ. Промежуточный ковш, в зависимости

от требований к качеству стали, оборудуется турбостопом, системой перегородок и другими элементами, обеспечивающими оптимальное движение потоков стали. Из промежуточного ковша сталь через дозирующее устройство заполняет кристаллизатор сверху. Перелив металла из сталеразливочного ковша в промежуточный и в кристаллизатор, в зависимости от требований к качеству стали осуществляется с использованием различных систем защиты металла от вторичного окисления – огнеупорные трубы/стаканы, уплотняющие вставки, подача инертного газа. Поверхность металла в промежуточном ковше закрывается шлаковой смесью.

Перед началом разливки в кристаллизатор с нижней стороны вводится затравка – штанга сечения кристаллизатора или формы будущей заготовки. Верхний торец затравки образует дно кристаллизатора и имеет устройство в виде ласточкиного хвоста для сцепления со слитком. Когда уровень металла поднимается над затравкой на высоту 300–400 мм, включается механизм вытягивания заготовки. Под действием тянущих валков этого механизма затравка опускается и тянет за собой формирующийся слиток.

Медный или бронзовый, с полыми стенками, интенсивно охлаждаемый водой кристаллизатор с внутренним сечением по форме заготовки формирует корочку слитка заготовки. Для предотвращения надрыва корочки и ухода металла, кристаллизатор выполняет возвратно-поступательное движение специальным механизмом. Кристаллизатор движется по направлению движения заготовки (вниз) и затем возвращается вверх. Ход качания – от 10 до 40 мм. В процессе разливки стенки кристаллизатора смазываются специальными шлакообразующими смесями (далее - ШОС), рапсовым маслом, парафином или другими смазывающими веществами. В кристаллизаторе над поверхностью металла может быть создана восстановительная или нейтральная атмосфера для предотвращения окисления металла при разливке.

Наибольшее распространение получил радиальный тип МНЛЗ, требующий меньшей высоты металлоконструкций ЭСПЦ. При выходе непрерывнолитого слитка на горизонтальный участок рольганга слиток разрезают кислородным резаком на заготовки мерной длины. Разливку на МНЛЗ ведут, как правило, методом «плавка на плавку» без прерывания разливки. При разливке контролируют температуру металла в промежуточном ковше, работу механизмов и качество поверхности непрерывнолитых заготовок.

6.2.5 Подготовка сталеразливочных ковшей

Сталеразливочные ковши относятся к основному оборудованию разливочного пролета. Корпус ковша цельносварной, оборудован цапфами и кантовательными устройствами. Внутри ковш футеруется двумя слоями огнеупорной футеровки (арматурный и рабочий), выполняемой огнеупорным ковшевым кирпичом и/или монолитной футеровкой. Рабочая футеровка выполняется из периклазоуглеродистых огнеупоров. Некоторые заводы используют высокоглинозёмистые материалы. Для увеличения стойкости футеровки ковшей с помощью установки торкретирования проводят периодическое торкретирование изношенной футеровки пульповым раствором. Чаще всего ремонтируют «шлаковый пояс».

Сталь из ковша выпускают через донное отверстие, перекрываемое стопором, который вводится в ковш через металл, или шиберным затвором, устанавливаемым снаружи ковша в днище. Шиберные затворы собирают на специально оборудованном участке. Шиберный затвор представляет собой две одинаковые огнеупорные плиты овального типа с отверстиями в центре. Плиты закрепляются в специальной рамке таким образом, что одна плита закреплена к неподвижной рамке к днищу ковша, а вторая подвижная (см. рисунок 6.21).

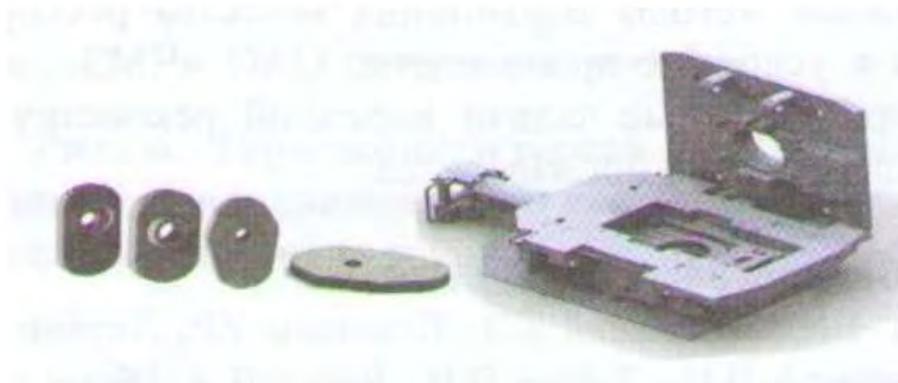


Рисунок 6.21 – Конструкция шиберного затвора

При совмещении отверстий жидкая сталь будет поступать из ковша в промежуточный ковш МНЛЗ. Регулируя положение нижней подвижной рамки, соответственно величину зазора

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

отверстий, можно регулировать скорость истечения металла из ковша. Собранные шибберные затворы и вновь зафутерованные сталеразливочные ковши сушат на стенде газовыми горелками до температуры 1200 °С. После этого сталеразливочные ковши могут отдаваться на разливку.

6.2.6 Обработка электросталеплавильного шлака и пыли

Шлак Суммарный выход шлака при выплавке стали в дуговой печи достигает до 200 кг/т, при среднем уровне около 120–150 кг/т стали.

В электросталеплавильных цехах слив печного и ковшевого шлака осуществляется «под печь». По остывании поверхности (до красного состояния) специальными погрузчиками шлак вывозится либо на шлаковый двор, либо в специально оборудованные бункера («шлаковые закрома», ямы) для окончательного охлаждения. В некоторых случаях горячий шлак под печью орошается водой, затем загружается в спецкузов, забираемый автомобилем, оборудованный системой мультитлифт, для последующей транспортировки на участок шлакопереработки.

Для уборки шлака, как правило, используются шлаковые чаши объемом 16 м³ (см. рисунок 6.22).



Рисунок 6.22 – Слив шлака под печь в шлаковую чашу

Наполненные шлаковые чаши со шлаком перевозятся на шлаковый двор для опорожнения. Шлаковый двор оборудован траншеей для слива жидкого шлака, электромостовыми кранами и экскаватором для отгрузки шлака. Освобожденные от шлака шлаковые чаши ещё в горячем состоянии опрыскиваются изнутри сплошным слоем известкового молока, затем передаются в цех под налив шлака.

Охлажденный шлак подвергают дроблению и магнитной сепарации для отделения скрапа (направляется на переплав) и после фракционирования отправляют потребителям.

Печной шлак с основностью 1,5–2,0 легко перерабатывается на шлаковом дворе в шлаковых ямах с последующей переработкой на дробильно-сортировочной установке с получением фракционированного щебня, а высокоосновной шлак внепечной обработки с основностью 2,5–4,0 имеет другие свойства и требует иной технологии переработки. Двухвалентный силикат, имеющийся в высокоосновном шлаке, из-за полиморфизма кристаллической решетки рассыпается в порошок. Такой шлак трудно перерабатывать и невозможно перевозить из-за пыления. Проблема его переработки может быть решена двумя способами:

- сливом его на дробленый известняк для получения декарбонизированной шлакоизвестковой смеси, пригодной для переработки в цементной промышленности;
- вводом в ковшевой шлак при внепечной обработке стали добавок, стабилизирующих двухвалентный силикат для предотвращения полиморфизма.

Ковшевой шлак может быть использован для формирования печного шлака в качестве частичной замены извести, однако требуется его стабилизация и отработка технологии, позволяющих значительно уменьшить его вынос из ДСП в виде пыли.

Пыль

Удельный выход пыли при производстве стали в дуговых печах может достигать 30 кг/т стали. В таблицах 6.9 и 6.10 представлены примерные химические и гранулометрические составы высокоосновного ковшевого шлака и пыли дуговой печи.

Таблица 6.9 – Химический состав шлака и пыли

Материал	Массовая доля, %												
	CaO	SiO ₂	P ₂ O ₅	Cr ₂ O ₃	FeO	Fe ₂ O ₃	MnO	MgO	Al ₂ O ₃	S	Zn	ппп.	Fe _{общ}
Шлак	55,0	11,8	0,05	0,05	0,2	-	0,22	7,2	10,61	0,27	-	-	-
Пыль	9,92	3,49	-	0,366	11,1	47,34	3,33	2,15	3,4	0,41	6,05	3,76	41,8

Таблица 6.10 – Гранулометрический состав шлака и пыли

Материал	Фракция, мм, %			
	0,5-3,0	0,25-0,5	0,1-0,25	Менее 0,1
Шлак	5,5	16,0	15,5	63,0
Пыль	-	-	8	92

Пыль или шламы при мокрой очистке, уловленные от дуговой печи, могут содержать значительные концентрации оксидов цинка (до 25 %), свинца. Эта пыль требует специальной подготовки и технологии для извлечения железа, цинка и свинца [42, 43].

6.2.7 Очистка отходящего газа сталеплавильных печей

Существенную часть технологической цепочки выплавки стали в дуговой печи составляет улавливание и очистка отходящих газов электропечи. Выделяющиеся при продувке газы вместе с пылью отводят из-под свода печи через четвертое отверстие в своде.

Устанавливают различной конструкции колпаки над сводом, рабочим окном и сливным носком для аспирации газов. Для уменьшения в цехе шума и запыленности ДСП могут устанавливаться в газо- и шумозащитных камерах.

На рисунке 6.23 представлена пылеочистная система с рукавными фильтрами в ЭСПЦ (с двумя ДСП-180), где аспирационные газы отбираются из-под крыши производственного здания.



Рисунок 6.23 – Пылеочистная система с рукавными фильтрами с отбором аспирационных газов из-под крыши производственного здания ЭСПЦ

Современные технологии выплавки стали в электродуговых печах оснащены общей системой газоочистки, когда в общий коллектор принимаются отходящие газы дуговой печи и аспирационные потоки, которые передаются на рукавный фильтр. Остаточная концентрация по пыли на дымовой трубе не превышает 10 мг/м³.

В связи с увеличением доли стального лома, загрязнённого полихлорвиниловыми соединениями (провода, обшивка и т. п.) маслами, красками в процессе переработки такого лома возрастает опасность образования диоксинов и фуранов. Улавливание диоксинов / фуранов представляет большую проблему. Обычные системы газоочистки улавливают до 60 % диоксинов. Обеспечить полную очистку крайне трудно. На рисунке 6.24 представлена схема оптимального процесса обработки отходящих газов шахтной дуговой печи, где все функции газоочистки представлены на примере отдельных модулей [41].

Эффективность работы данной технологической линии подтверждена на ряде металлургических предприятий.



Рисунок 6.24 – Современная технологическая схема системы газоочистки шахтной дуговой печи

6.2.8 Основное природоохранное оборудование

Для снижения негативного воздействия на окружающую среду процесса производства стали в дуговых печах на технологических участках и в отделениях устанавливается природоохранное оборудование:

- газоочистное и аспирационное оборудование, обеспечивающее необходимый уровень очистки технологических газов и аспирационного воздуха от содержащихся в них загрязняющих веществ перед отводом газов или воздуха в атмосферу;
- водоочистные сооружения, обеспечивающие очистку загрязнённых промышленных сточных вод. Назначение, описание, технологические характеристики природоохранного оборудования, используемого при производстве стали в дуговых печах и заготовок, приведены в таблице 6.11.

Таблица 6.11 – Назначение и описание природоохранного оборудования, используемого при производстве стали в дуговых печах и заготовок

Наименование оборудования	Назначение оборудования	Существенные характеристики природоохранного оборудования
Система газоочистки комплекса агрегатов печи и МНЛЗ	Улавливание, эвакуация и очистка отходящих и аспирационных газов от пыли	Камера дожигания отходящих газов, осадительная камера, водоохлаждаемый участок газохода, комплекс улавливающих зонтов (укрытый), газоходы, регулирующие заслонки, искрогаситель, сборный коллектор, фильтр, выгрузка пыли
Электрофильтры	Улавливание пыли отходящих технологических газов	Эффективность очистки – до 95– 99 %. Остаточная запыленность – до 30 мг/м ³
Тканевые (рукавные) фильтры	Очистка от пыли отходящих технологических газов. Очистка от пыли аспирационного воздуха	Эффективность очистки от тонкой пыли – до 99,5 %, остаточная запыленность – до 10 мг/м ³
Тканевые фильтры с комбинированными сорбционными процессами	Очистка технологических газов от тонкой пыли и газов SO _x , HCl, HF, ПХДД/Ф	Тип – AIRFINE, SIMETALMEROS Выбросы SO _x сокращаются на 30–90 %
Скрубберы мокрые	Улавливание пыли отходящих технологических газов с помощью воды	Тип – скрубберы оросительные, скрубберы с трубой Вентури, скрубберы AIRFINE. Остаточная запыленность – от 40 до 80 мг/м ³
Водоочистные сооружения	Очистка воды, используемой для охлаждения технологического оборудования ДСП и МНЛЗ. Отведение образующихся на пылегазоочистках шламов	Комплекс оборудования, включающий отстойники, осветлители и фильтры, устройства для химической обработки воды

6.2.9 Факторы негативного воздействия на окружающую среду

Факторами негативного воздействия на окружающую среду являются следующие.

6.2.9.1 Выбросы в загрязняющих веществ в атмосферный воздух

Источниками выбросов в электросталеплавильном производстве являются собственно электродуговая печь, машины непрерывного литья заготовок, а также дополнительные агрегаты, предназначенные для обеспечения процесса плавки (стенды сушки и разогрева стальной ковшей и промежуточных ковшей, печи-ковши, установки вакуумирования стали).

При производстве стали в электродуговых печах имеют место неорганизованные и организованные выбросы в атмосферу загрязняющих веществ: с твердыми компонентами – Al_2O_3 , FeO , Fe_2O_3 , CaO , MgO , MnO , ZnO ; газообразными компонентами – NO_2 , NO , SO_2 , CO , CO_2 , фенолами, формальдегидами от стендов сушки и разогрева ковшей в отсутствие комплекса дожигания продуктов, выделяющихся при разогреве стальной ковшей.

Отходящие газы электродуговой печи квалифицируются как первичные выбросы и составляют ~ 95 % общих выбросов процесса. Первичные выбросы отбираются из четвертого отверстия с патрубком для газоотсоса (в случае трех электродов – печи на переменном токе) или из второго отверстия с патрубком для газоотсоса (в случае одного электрода – печи на постоянном токе). Существуют также электродуговые печи без четвертого отверстия, которые снабжены шумопылезащитным кожухом с полным закрытием печи и с отводом газа из-под кожуха.

Отходящие газы, которые образуются при разделке лома, загрузке шихты и выпуске плавки, а также при выбросах из печных отверстий, улавливаются с помощью вытяжного зонта, обычно размещаемого выше печи (или в районе крыши) и идентифицируются как вторичные выбросы. В зависимости от размеров здания и мощности печи расход газов в системе аспирации может превышать 1 млн $m^3/ч$.

Применяют следующие конфигурации для улавливания:

- электродуговые печи с улавливанием первичных отходящих газов от печи (2 и 4 отверстия) и вытяжной зонты для улавливания вторичных отходящих газов, установленный в здании с открытой секцией крыши;

- электродуговые печи с улавливанием первичных отходящих газов от печи (2 и 4 отверстия) и шумо- и пылезащитным кожухом, улавливающим весь дым из печи, с отводом в одну систему вытяжки, установленную в здании с открытыми секциями крыши;

- электродуговые печи с улавливанием первичных отходящих газов от печи (2 и 4 отверстия), установленные в здании с полностью закрытой крышей, со сбором потока вторичных отходящих газов;

- в некоторых случаях улавливание происходит только из одного отверстия (2 или 4).

Удельные выбросы процесса загрузки печи, выпуска стали из печи (с учетом неорганизованных утечек) варьируют от 1,4 до 3,5 кг пыли/т жидкой стали перед очисткой. Выход газов из электросталеплавильной печи и состав газовой фазы зависит от состава шихты, скорости плавления, технологического и температурного режима плавки, режима кислородной продувки и т. п. В процессе плавки стали в электропечах, особенно при вдувании кислорода, температура металла повышается до 3000 °С, происходят различные химические реакции, сопровождающиеся образованием газа. Этот газ содержит продукты выгорания электродов, испарения железа, кремния и других веществ, содержащихся в металле. Из электропечи газы выделяются во время загрузки шихты, в процессе плавки и слива стали в ковш. Газ, выделяющийся из печи, имеет примерный состав: 15–25 % CO ; 5–11 % CO_2 ; 0,5–3,5 % H_2 ; 3,5–10 % O_2 ; 61–72 % N_2 .

Температура газа на выходе из печи составляет 1800–2000 °С. Газ взрывоопасен из-за наличия в нем CO , поэтому перед очисткой CO дожигается в специальном устройстве.

Концентрация пыли в газе может изменяться в широких пределах: от 2 до 10 $г/м^3$ без продувки кислородом и при продувке – от 14 до 100 $г/м^3$, причем запыленность газов зависит от объема подсоса в зоне дожигания. Средний удельный выход пыли составляет 6–9 $кг/т$ стали [44]. Основная масса пыли (~42 %) – мелкодисперсная (<10 $мкм$) и образуется в результате испарения металла в зоне действия электрических дуг и кислородной продувки и последующей конденсации в печном пространстве и газоходах. Шлакообразующие добавки дают более крупные фракции. Состав пыли представлен оксидами железа (до 80 %), кремния, алюминия, марганца, кальция, а также содержит тяжелые металлы (свинец, цинк, медь, хром, никель, мышьяк, кадмий и ртуть). Вынос ферромагнитной пыли из печи составляет 2,5–10 $кг/т$ стали.

Обычно удельные значения выбросов (концентраций) включают и вторичные выбросы, поскольку первичные и вторичные выбросы часто объединяются в общую газоотводящую систему (см. таблицу 6.12).

В небольших количествах в газах находятся следующие загрязняющие вещества, $мг/м^3$ ($г/т$): оксиды азота – 550 (270); оксиды серы – 5 (1,6); цианиды – 60 (28,4); фториды – 1,2 (0,56) [18, 44].

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

Таблица 6.12 – Выбросы загрязняющих веществ в атмосферу при производстве стали в электродуговых печах, г/т [17]

Название ЗВ	Технологический этап / источник выброса	Масса ЗВ в отходящих газах после очистки	
		Диапазон	Среднее
NO ₂	Подготовка стальной ковше	0,1-10,7	3,6
NO		0,1-1,74	0,7
CO		0,4-18,1	7,7
SO ₂		0,14-1,24	0,7
NO ₂	Печь-ковш Очистка мокрая: труба Вентури, каплеуловитель. Очистка сухая: фильтр рукавный	6-9,8	7,9
NO		1-3,48	2,2
CO			0,017
Пыль неорганич.		0,105-4	1,9
MgO		1-2	1,5
Mn и его соедин.		0,1-1,43	0,8
NO ₂	Дуговая электросталеплавильная печь (ДСП). Очистка сухая: фильтр рукавный	8,5-552,9	281
NO		2,5-257,4	
CO		270-4499	2910
SO ₂		4-335	41
Пыль неорганич. суммарно		140-749,4	500
MgO		1,5-7,6	4,4
Mn и его соедин.		1-17	6,4
Fe ₂ O ₃		9-230	85,7
CO		0,36-3,8	2,1
Пыль неорганич.			5,9
Mn и его соедин.		0,09	
NO ₂	Установка внепечной обработки стали (УВОС). Очистка сухая: фильтр рукавный	67,9-80	73,9
NO			11
CO		30-52,8	41,4
Пыль неорганич. суммарно		3,9-91	53
MgO			3,8
Mn			2,1
Fe ₂ O ₃			23

Удельные величины выбросов в Российской Федерации на основании данных инвентаризации стационарных источников и выбросов загрязняющих веществ в атмосферный воздух (таблица 6.13).

Таблица 6.13 – Удельные выбросы загрязняющих (маркерных) веществ при производстве стали в электродуговых печах (по результатам анкетирования в 2021 г.)

Производственный подпроцесс	Наименование загрязняющего (маркерного) вещества	Единица измерения	Диапазон (величина)	
			Форма №2-ТП (воздух)	Инвентаризация выбросов ЗВ
Подготовка шихтовых материалов, подготовка печи, завалка шихты, залив чугуна (если применимо), плавка, обезуглероживание, выпуск, раскисление, легирование, внепечная обработка, разливка стали на МНЛЗ, подготовка сталеразливочных ковшей, обработка электросталеплавильного шлака и пыли, очистка отходящего газа сталеплавильных печей, установки водоочистки	Азота диоксид	кг/т стали	0,05-8,0	0,03-0,77
	Азота оксид	кг/т стали	0,01-0,47	0,004-0,35
	Углерода оксид	кг/т стали	0,2-71,6	0,2-6,5
	Серы диоксид	кг/т стали	0,003-0,26	0,01-0,98
	Взвешенные вещества	кг/т стали	0,14-6,26	0,14-2,0

* К взвешенным веществам относятся все твердые вещества в составе выброса, включая «Пыль неорганическая с содержанием кремния менее 20, 20–70, а также более 70 процентов».

В электросталеплавильном производстве из-за периодического режима плавки имеют место так называемые технологические выбросы, достаточно сложно эвакуируемые. Для улавливания таких выбросов применяются следующие системы:

- устройство фонарей и вытяжных шахт в крыше цеха, через которые попавший в цех газ удаляется естественным путем;
- установка над электропечью зонта или колпака, полностью перекрывающего свод печи (вместо зонта иногда делают колпаки, укрепленные на каркасе печи, непосредственно у мест пыле- и газовой выделений);
- секционный отсос, представляющий собой укрытие из нескольких секций, присоединенных к вытяжному газопроводу;

- отвод газа непосредственно из-под свода печи, в котором делают специальное отверстие, через которое при помощи водоохлаждаемого патрубка, соединенного с газоотводящим трактом, отсасывают газ;
- отвод газа из-под свода печи через патрубок с разрывом газового потока;
- полное укрытие печи, позволяющее улавливать газы, выделяющиеся при загрузке, плавке и сливе металла.

Очистку отходящих газов электропечей от пыли осуществляют мокрым способом в трубах Вентури и сухим способом в электрофильтрах или рукавных фильтрах, сравнительная эффективность которых показана в таблице 6.14.

В настоящее время для очистки газов от пыли все чаще используют рукавные фильтры с применением термостойких фильтровальных тканей из синтетических волокон (выдерживают температуру до 250 °С).

Таблица 6.14 – Эффективность очистки выбросов электродуговой печи полного цикла [17]

Технология очистки выбросов	КПД, %
Рукавный фильтр	95
Электрофильтр	>95
Кожух, зонт и тканевый фильтр	>99,5
Волокнистый фильтр и дожигание	>95

На ПАО «ММК» выбросы дуговых сталеплавильных печей № 1 и № 2 направляются на газоочистку, оснащенную рукавными фильтрами производительностью 1,3 млн м³ /ч, от начальной концентрации пыли 2–5 г/м³ до остаточной концентрации 0,010 г/м³ [35].

6.2.9.2 Сточные воды

В электросталеплавильном производстве используется химически очищенная вода для охлаждения водоохлаждаемых сводов и стен дуговых печей, а также элементов МНЛЗ.

При наличии мокрых систем газоочистки используется оборотная вода.

Водоснабжение осуществляется по специальным водооборотным системам с охлаждением воды (см. рисунок 6.25).

Сточные воды газоочистки электросталеплавильных цехов (в случае применения мокрых систем газоочистки) загрязняются мельчайшими взвесями, включающими оксиды железа, алюминия, марганца, магния, никеля, кремния, кальция, хрома и др. Следует отметить, что пыль, выносимая из печи, склонна к слипанию, плохо смачивается водой. Примерно 70 % частиц, содержащихся в сточных водах, характеризуется крупностью <10 мкм, поэтому взвесь сточных вод электросталеплавильных цехов очень трудно осаждается.

Сточные воды от установок охлаждения и гидравлической чистки изложниц, охлаждения оборудования МНЛЗ, загрязненные шлаком, окалиной, известью, осветляются в яме окалины, затем – в радиальных или горизонтальных отстойниках. Доочистка воды осуществляется на скорых или напорных песчаных фильтрах, после чего очищенная вода вновь поступает в систему оборотного водоснабжения.

При очистке сточных вод после промывки фильтров, после центрифуги, чаще всего в сточные воды добавляют коагулянт (сульфат алюминия, сульфат железа) и флокулянт (полиакриламид). Для осветления сточных вод применяют аппараты-осветлители. Для первичного обезвоживания шлама, образующегося при осветлении и очистке сточных вод, применяют отстойники-сгустители. Для конечного обезвоживания шлама используются фильтр-прессы, центрифуги и сушильные барабаны.



Рисунок 6.25 – Водооборотная система в ЭСПЦ с двумя печами ДСП-180

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

6.2.9.3 Отходы и побочные продукты

В процессе электросталеплавильного производства образуются отходы и побочные продукты: пыль сухих газоочисток с различных участков, в том числе графитная, просыпь шихтовых и заправочных материалов, шламы мокрых газоочисток, отходы электродов и абразивных кругов, окалина, отходы футеровок ДСП и ковшей.

Данные по удельному образованию отходов и побочных продуктов при производстве стали в электродуговых печах металлургической отрасли в РФ даны в таблице 6.15.

Производственные остатки (отходы и побочная продукция) включают электросталеплавильный шлак, шлак внепечной обработки, пыль систем газоочисток, отходы огнеупорных материалов от ремонта печей и печного оборудования и являются в основном малоопасными и практически неопасными отходами (IV и V классов опасности).

Таблица 6.15 – Обращение с отходами и побочными продуктами электросталеплавильного производства (по данным анкетирования)

Наименование отхода	Объем образования, кг/т продукции				Обращение с отходами
	По данным анкетирования в 2017 г.		По данным анкетирования в 2021 г.		
	среднее	диапазон	ПНООЛР	Форма № 2-ТП (отходы)	
Шлак электросталеплавильный	197,7	127-282	79-201	123-192	Рециклинг – в сталеплавильном производстве; переработка в шлаковый щебень; использование для ликвидации горных выработок; использование в производстве цемента; использование в качестве инертного материала на полигоне
Скрап стальной незагрязненный	49,5	43-56	34	Нет данных	Рециклинг – в сталеплавильном производстве
Лом и отходы, содержащие незагрязненные черные металлы в виде изделий, кусков, несортированные	28,8	0,88-82,6	1,7-183,0	0,6-54,6	Рециклинг – в сталеплавильном производстве
Отходы известняка, доломита и мела в кусковой форме практически неопасные	21,6	0,116-43	Нет данных	Нет данных	Использование сторонними организациями при производстве строительных материалов
Пыль газоочистки черных металлов незагрязненная	15,8	12,9-18,8	0,9-18,2	0,3-13,4	Размещение на полигоне (90 %); использование при создании инертного слоя при рекультивации полигонов
Пыль аспирации электросталеплавильного производства	14,7	0,12-41	2,1-55,0	0,025-16,7	Рециклинг – переработка в окатыши железосодержащие; рециклинг – в качестве железосодержащей добавки при производстве агломерата; использование для ликвидации горных выработок; размещение на ОРО; передача сторонним организациям
Окалина при непрерывном литье заготовок	6,6	0,02-18,7	3,0	3,6	Рециклинг – в агломерационном и/или сталеплавильном производстве; передача сторонним организациям
Электроды графитовые отработанные не загрязненные опасными веществами	0,2	0,03-0,92	0,02-0,8	0,004-0,8	Рециклинг – в качестве добавочного материала; повторное использование после восстановления резьбы; передача сторонним организациям

Вредные производственные факторы

При производстве электростали и заготовок для проката вредными производственными факторами являются:

- повышенное напряжение в электрической цепи свыше 50 В;
- движущиеся машины и механизмы;
- подвижные части производственного оборудования;
- повышенная температура поверхности оборудования и материалов;
- расположение рабочего места на значительной высоте относительно поверхности земли;
- повышенный уровень инфракрасного излучения свыше 140 Вт/м²;
- повышенный уровень производственного шума на рабочем месте свыше 80 дБ;
- повышенная загазованность и запылённость неорганической пылью (ПДК окиси углерода – 20 мг/м³, неорганической пылью – 6 мг/м³).

6.2.10 Наилучшие доступные технологии производства стали в электродуговых печах

НДТМ 6.2.10.1 Технология производства стали в электродуговых печах различной мощности с применением ресурсо- и энергоэффективных технических решений, технологических приемов и методов ограничения негативного воздействия на окружающую среду, включающих одну или комбинацию технологий НДТ 6.1.10.2 – НДТ 6.2.10.7

НДТМ 6.2.10.2 Технология выплавки стали в электродуговых печах с удельной мощностью источника питания 0,8–1,0 МВА/т и активной продувкой кислородом, обеспечивающая снижение потребления электрической энергии, уменьшение угара металла, повышение качества металла путем применения одного или комбинации методов, перечисленных в таблице 5.16

Таблица 6.16 – Описание НДТМ 6.2.10.2

№	Метод / оборудование	Примечание
а	Выплавка стали в электродуговой печи	
б	Выплавка стали в электродуговых печах с регулируемой защитной атмосферой	
в	Выплавка стали в электродуговых печах в широком интервале давлений газовой фазы (от разрежения до повышенного давления)	
г	Выплавка стали в электродуговых печах с электромагнитным перемешиванием ванны расплава или продувкой инертным газом	По технической возможности
д	Выплавка стали в электродуговых печах с предварительным подогревом металлошихты	При реконструкции

НДТМ 6.2.10.3 Технологии, направленные на улучшение общих показателей и условий работы при производстве стали в электродуговых печах, обеспечивающие снижение потерь ресурсов, образование эмиссий и отходов путем использования одной или комбинации мер, приведённых в таблице 6.17

Таблица 6.17– Описание НДТМ 6.2.10.3

№	Метод / оборудование	Примечание
а	Использование бункерно-транспортных систем для подачи материалов в электродуговую печь и ковш	
б	Использование пакетированного металлолома	При экономической целесообразности
в	Использование брикетированной стружки	При экономической целесообразности
г	Использование металлолома, очищенного от неметаллических загрязнений и отделяемых цветных примесей путем грохочения, отмагничивания и гравитационного разделения	При экономической целесообразности
д	Использование бесконтактных методов измерения температуры стали	
е	Использование установок торкретирования при горячем ремонте стен и откосов электродуговой печи	
ж	Использование бункерной системы загрузки эркерного выпускного отверстия	

НДТМ 6.2.10.4 Технологии, направленные на снижение удельных расходов сырья и энергии при производстве стали в электродуговых печах, путем применения одной или комбинации методов, представленных в таблице 6.18

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

Таблица 6.18 – Описание НДТМ 6.2.10.4

№	Метод / оборудование	Примечание
а	Оставление в печи на подине после выпуска плавки 10–25 % жидкого металла («болото») и части шлака	
б	Использование жидкого чугуна взамен части металлолома	Для интегрированных предприятий
в	Использование металлизированного сырья взамен части металлолома	При экономической целесообразности
г	Технология пенистого шлака	

НДТМ 6.2.10.5 Автоматизация системы управления процессом плавки в электродуговых печах за счёт внедрения АСУ ТП плавкой и качеством металла Использование систем «машинного зрения», прикладных продуктов типа «советчик сталевара» снижает влияние человеческого фактора и повышает устойчивость технологии. Использование систем, основанных на искусственном интеллекте, для планирования работы электросталеплавильных цехов минимизирует простои ДСП. Использование программных продуктов, компьютеров последнего поколения и датчиков различных систем для регулирования работы дуги и её экранирования позволяет снизить расход энергоресурсов, электродов, продолжительность плавки. Использование систем контроля утечек воды из водоохлаждаемых панелей снижает аварийные простои ДСП.

НДТМ 6.2.10.6 Повышение эффективности использования энергии при производстве стали в электродуговых печах путем применения одного или комбинации двух и более методов, показанных в таблице 6.19

Таблица 6.19 – Описание НДТМ 6.2.10.6

№	Метод / оборудование	Примечание
а	Оптимизация электрического режима плавки в начальный период расплавления	
б	Интенсификация плавки с использованием комбинированной продувки и химического тепла (применение газокислородных горелок)	Сокращение потребления энергии до 50 %
в	Применение газокислородных горелок с изменяемым в процессе плавки направлением факела	Сокращение потребления электроэнергии и электродов
г	Применение перемешивания ванны ДСП подачей инертного газа или электромагнитное перемешивание	Сокращение потребления энергоресурсов, кислорода, углерода
д	Одноразовая завалка лома всей плавки одной корзиной вместо нескольких (за счет увеличенного объема ДСП)	При реконструкции печи
е	Использование тепла отходящих газов, образующихся при реализации основных технологических процессов	
ж	Уменьшение неорганизованных подсосов воздуха в электродуговую печь	При технической возможности
з	Теплоизоляция объектов или элементов оборудования, функционирующих при высоких температурах, например, элементов газоотводящего тракта и водяного охлаждения	
и	Повышение давления и температуры воды в контурах охлаждения электродуговой печи и утилизация этого тепла для нужд горячего водоснабжения, отопления, систем кондиционирования воздуха	
к	Подогрев металлолома в завалочных бадьях с использованием природного газа или теплом отходящих газов	
л	Использование систем уплотняемого рабочего окна ДСП с контролируемым выпуском шлака	Типа Condoor и SwingDoor
м	Реконструкция ДСП на телескопический тип	Для уменьшения количества подвалок

НДТМ 6.2.10.7 Технологии, направленные на уменьшение загрязнения атмосферного воздуха путем реализации одной или комбинации мер и методов, показанных в таблице 6.20

Таблица 6.20 – Описание НДТМ 6.2.10.7

№	Метод / оборудование	Примечание
а	Герметизация печи и газоотводящих трактов	
б	Сокращение времени загрузки и бестоковых периодов	
в	Периодические замеры выбросов CO, SO ₂ и NO _x с технологическими газами в соответствии с графиком производственного экологического контроля	

Окончание таблицы 6.20

№	Метод / оборудование	Примечание
г	Периодические замеры выбросов пыли из аспирационных систем в соответствии с графиком производственного экологического контроля	
д	Периодические обследования эффективности газоочистных установок специализированными организациями	
е	Применение газоочистного оборудования (электрофильтров, рукавных фильтров)	
ж	Переход на наливную футеровку стен и днища стальной печи	
з	Оборудование стенок футеровки стальной печи системами дожигания фенолов	

7 Производство ферросплавов

Ферросплавы – это сплавы железа с кремнием, марганцем, хромом, вольфрамом и другими элементами, применяемые в производстве стали для улучшения ее свойств и легирования [45–50]. Ферросплавы, содержащие более трех ведущих элементов (металлов), называют комплексными сплавами или лигатурами.

Кроме лигатур, различают ферросплавы – модификаторы, которые отличаются от лигатур назначением. Модификаторы обладают свойством модифицировать (видоизменять) структуру обработанного ими металла или сплава (например, измельчать зерно стали или сплава и т. п.).

7.1 Общие сведения о процессах производства ферросплавов

Ферросплавы получают восстановлением оксидов соответствующих металлов. Для получения любого сплава необходимо выбрать подходящий восстановитель и создать условия, обеспечивающие высокое извлечение ценного (ведущего) элемента из перерабатываемого сырья.

Восстановителем может служить элемент, обладающий более высоким химическим сродством к кислороду, чем элемент, который необходимо восстановить из оксида, т. е. восстановителем может быть элемент, образующий химически более прочный оксид, чем восстанавливаемый элемент.

Процессы, в которых ферросплавы получают за счет восстановления одного металла другим, называются металлотермическими [45].

Для производства ферросплавов с минимальным содержанием углерода применяют или силикотермический процесс (восстановителем является кремний), или алюмотермический процесс (восстановителем является алюминий), или комбинированный алюмосиликотермический процесс.

При силикотермическом способе применяются рафинировочные печи небольшой мощности. Алюмотермический процесс осуществляют в плавильных горнах (внепечной процесс).

Процессы, в которых ферросплавы получают за счет восстановления металла из оксида углеродом, называются углетермическими (углеродотермическими, углевосстановительными, карботермическими).

Выделяют следующие основные способы производства ферросплавов, существующие в настоящее время:

- электротермический: подвод энергии для протекания восстановительных реакций производится за счет электроэнергии – рудотермические и рафинировочные печи;
- металлотермический: подвод энергии производится за счет тепла от окисления металла-восстановителя – горны, электроплавильные горны;
- доменный: подвод энергии производится за счет тепла от сжигания углерода кокса кислородом воздуха – доменные печи, вагранки;
- электролитический – способ на основе электролиза растворов (расплавов), содержащих какой-либо ведущий металл, в электролитических ваннах; используется для получения ферросплавов в металлическом виде высокой чистоты (в отличие от огневых металлических ферросплавов с большим содержанием примесей, получаемых в электродуговых печах).

Выделяют группы больших и малых ферросплавов.

Группа больших ферросплавов (крупнотоннажные сплавы) – это ферросплавы, потребление и, соответственно, производство которых измеряется от десятков тысяч до сотен тысяч (миллионов) тонн в год. К числу больших ферросплавов относятся высокоуглеродистые ферромарганец и феррохром, силикомарганец и силикохром, а также ферросилиций и кремний кристаллический, получаемые углеродовосстановительным способом в руднотермических или доменных печах (доменный ферромарганец). Их доля от общего объема производимых в мире ферросплавов превышает 90 %.

Группа малых ферросплавов (малотоннажные ферросплавы) – это ферросплавы, потребление и, соответственно, производство которых измеряется от нескольких тонн до тысяч тонн в год. Ферросплавы малой группы (сплавы с W, Mo, Ti, Zr, Nb, V, B, редкоземельные металлы

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

(РЗМ) и щелочноземельные металлы (ЩЗМ)) получают, как правило, металлотермическими способами. Количество видов и марок производимых ферросплавов достигает нескольких десятков. В таблице 7.1 приведен перечень основных видов ферросплавов [45–50].

Таблица 7.1 – Основные виды ферросплавов, их назначение и способ получения

Наименование сплава	Назначение	Восстановитель	Способ получения
Крупнотоннажные ферросплавы			
Марганец и его сплавы			
Углеродистый ферромарганец (Mn не менее 75%, C < 7%)	Раскисление и легирование стали	Углерод	Плавка в доменной или в руднотермической электропечи
Среднеуглеродистый ферромарганец (Mn не менее 85%, C < 1,5%)	Раскисление и легирование стали	Кремний	Плавка в рафинировочной электропечи
Малоуглеродистый ферромарганец (Mn не менее 85%, C < 0.05%)	Раскисление и легирование стали	Кремний	Плавка в рафинировочной электропечи
Металлический марганец (95–98% Mn, 0,2% C)	Легирование стали и изготовление сплавов в цветной металлургии	Кремний	Плавка в дуговой электропечи, электролиз
Ферросиликомарганец (Mn не менее 60 %, в товарном силикомарганце Si до 25,9%, в передельном не менее 26,0 %)	Раскисление стали и восстановление оксидов в силикотермических процессах	Углерод	Плавка в руднотермической электропечи
Кремний и его сплавы			
Бедный ферросилиций (содержание кремния 9– 29 %)	Раскисление и легирование стали	Углерод	Плавка в доменной или в руднотермической электропечи
Богатый ферросилиций (содержание кремния 45, 65, 75 и 90 %)	Раскисление и легирование стали	Углерод	Плавка в руднотермической электропечи
Кремний кристаллический (кремния до 98 %)	Легирование стали и изготовление сплавов в цветной металлургии	Углерод	Плавка в руднотермической электропечи
Хром и его сплавы			
Углеродистый феррохром (Cr не менее 65 %, 6,5–8 % C)	Легирование стали	Углерод	Плавка в руднотермической электропечи
Среднеуглеродистый феррохром (Cr не менее 65 %, 1–2 % C)	Легирование стали	Кремний	Плавка в рафинировочной электропечи и конвертере
Малоуглеродистый феррохром (Cr не менее 65 %, 0,1–0,5 % C)	Легирование стали	Кремний	Плавка в рафинировочной электропечи и конвертере
Безуглеродистый феррохром (Cr не менее 68 %, 0,01–0,06 % C)	Легирование стали	Кремний и алюминий	Плавка в рафинировочной электропечи, конвертере и горне
Металлический хром (Cr не менее 97,5 %)	Легирование стали и изготовление сплавов в цветной металлургии	Кремний и алюминий	Плавка в горне и электролиз
Азотированный феррохром (Cr не менее 60 %, C не более 0,6 %, 0,9–6,0 % N)	Легирование стали	Кремний	Плавка в рафинировочной электропечи с последующей обработкой в атмосфере азота
Ферросиликохром (Si не менее 30–50 %, 20–30 % Cr)	Восстановление оксидов в силикотермических процессах и раскисление стали	Углерод	Плавка в руднотермической электропечи

Окончание таблицы 7.1

Наименование сплава	Назначение	Восстановитель	Способ получения
Малотоннажные ферросплавы			
Ферровольфрам (W не менее 65 %, С не более 0,8 %)	Легирование стали	Углерод, кремний и алюминий	Плавка в электродуговой печи и горне
Ферромolibден (Mo не менее 55 %, С<0,20 %)	Легирование стали	Кремний и алюминий	Плавка в горне
Феррованадий (V не менее 35 %, С <1,0 %)	Легирование стали	Кремний и алюминий	Плавка в электропечи, горне
Ферротитан (Ti не менее 25 %, С<0,20 %)	Легирование стали	Алюминий	Плавка в горне
Феррониобий (Nb + Ta не менее 50 %)	Легирование стали	Алюминий	Плавка в горне
Ферросиликоцирконий (Zr не менее 40 %)	Раскисление и легирование стали	Алюминий	Плавка в горне
Ферроалюмоцирконий (Zr не менее 15–18 %)	Раскисление и легирование стали	Алюминий	Плавка в горне
Ферробор (5–12 % В)	Легирование стали и сплавов	Алюминий	Плавка в горне
Ферроборал (В до 4 %)	Легирование стали и сплавов	Алюминий	Плавка в горне
Силикокальций (Са – 30 %, Si~60 %)	Раскисление стали	Углерод	Плавка в руднотермической электропечи
Ферросиликокальций (Са ~17 %, Si – 60 %, Fe ~20 %)	Раскисление стали	Кремний	Плавка в электродуговой печи
Силикоалюминий (А1 – 25 %, Si ~75 %)	Раскисление стали	Кремний	Плавка в электродуговой печи

7.2 Производство ферросплавов в доменных печах

Ферросплавы (ферромарганец и ферросилиций), необходимые для раскисления и легирования стали, первоначально выплавляли в доменных печах, где топливом и восстановителем был кокс. Удельный расход кокса на их выплавку был значительно больше, чем на обычный чугун, так как на восстановление марганца и кремния требуется больше затрат энергии и более высокая температура ведения плавки.

С появлением электродуговых печей и развитием технологии электроплавки большинство ферросплавов начали выплавлять электропечным способом, где тепло подводилось электроэнергией, а углетермическое восстановление осуществлялось коксом. Например, на выплавку доменного ферромарганца расходовалось 1800 кг/т кокса, а электропечного – 550 кг/т [45,51].

В доменных печах выплавляли высокоуглеродистый ферромарганец (70–75 % Mn), зеркальный чугун (15–25 % Mn), ферросилиций (9–18 % Si), феррофосфор (14– 18 % P), ферроманганфосфор (ФМнФ1–60 % Mn и более 10 % P, ФМнФ5 с 30 % Mn и более 14 % P), а также доменный углеродистый феррохром с содержанием хрома до 40 %.

Выбор способа плавки ферросплавов в большой степени определяется стоимостью электроэнергии и кокса. В связи с этим при определенных рыночных условиях вполне целесообразна выплавка в доменной печи ферросилиция марки ФС17 (17 % Si), силикомарганца СМн 10–17 (10–20 % Si и 65 % Mn), а также углеродистого феррохрома с содержанием хрома до 40–45 %.

Современное доменное производство имеет температуру горячего дутья до 1100– 1350 °С. Нагрев дутья на каждые 100 °С экономит 95–125 кг кокса и 10 кг марганца. Переход на работу с обогащением дутья кислородом увеличит температуру в горне печи и создаст более благоприятные условия для восстановления марганца и кремния, снизит расход кокса.

В настоящее время высокоуглеродистый ферромарганец выплавляют в доменных печах с расходом кокса 1500–1800 кг/т в зависимости от содержания марганца в руде.

Доменные ферросплавы, применяемые в качестве раскислителей, при производстве стали, должны отвечать следующим требованиям (см. таблицу 7.2).

Производительность одной доменной печи объемом 1000 м³ при выплавке углеродистого ферромарганца равна производительности трёх электропечей мощностью 27 МВА [51].

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

Таблица 7.2 – Химический состав доменных ферросплавов

Марка ферросплава	Массовая доля, %			
	Кремния	марганца	фосфора	серы
1	2	3	не более	
4	5			
Ферросилиций доменный (ГОСТ 51630-49)				
СИ15	13,10 и более	Не более 3,0	0,20	0,04
СИ10	9,0-13,0	То же	0,20	0,04
Чугун зеркальный (ТУ 14-15-72-78, с изменениями от 01.11.1984)				
Зч1	Не более 2,0	10,0-12,0	0,18	0,03
Зч2	То же	12,1-14,0	0,18	0,03
Зч3	То же	14,1-16,0	0,18	0,03
Зч4	То же	16,1-18,0	0,20	0,03
Зч5	То же	18,1-20,0	0,22	0,03
Зч6	То же	20,1-22,0	0,22	0,03
Зч7	То же	22,1-24,0	0,22	0,03
Зч8	То же	24,1-25,0	0,22	0,03
Ферромарганец доменный (ТУ 14-5-80-77, с изменениями от 01.10.1985)*				
Группа А				
Мн5	Не более 1,8	75,1 и более	0,35	0,02
Мн6	То же	70,0-75,0	0,35	0,02
Мн7	Не более 0,9	70,0 и более	0,35	0,02
Группа Б				
Мн5	Не более 1,8	75,1и более	0,50	0,02
Мн6	То же	70,0-75,0	0,50	0,02
Мн7	Не более 0,9	70,0 и более	0,50	0,02

Общая характеристика технологической схемы производства доменного ферромарганца

Доменная плавка ферромарганца аналогична технологии выплавки чугуна с некоторыми отличиями по свойствам сырья, условиям восстановления марганца в печи, ведению процесса плавки.

Для выплавки ферромарганца используют оксидные и карбонатные марганцевые руды и концентраты с 36–44 % Mn, кокс, флюсы – известняк и доломит, а также различные добавки [79, 80].

Нежелательные примеси в марганцевой руде – это фосфор, щелочные соединения R₂O (Na₂O и K₂O). От качества руды по содержанию марганца и составу пустой породы зависят показатели плавки.

В таблице 7.3 представлен химический состав оксидного и карбонатного концентратов марганцевой руды, а также Усинской карбонатной руды.

Таблица 7.3 – Химический состав оксидного и карбонатного концентратов марганцевой руды, карбонатной руды Усинского месторождения

Концентрат, руда	Массовое содержание, %								
	Mn	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	P	S	R ₂ O
Оксидный	44,07	13,2	2,14	4,4	2,06	2,51	0,19	0,073	1,07
Карбонатный	28,66	9,23	9,8	3,8	1,88	2,86	0,17	0,041	0,36
Усинская карбонатная руда	19,3	16,3	14,8			7,8			

Полученный в доменной печи ферромарганец на литейном дворе обрабатывают двумя способами. По первому способу наливают в чугуновозный ковш и разливают на разливочной машине в чушки весом не более 18 кг.

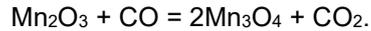
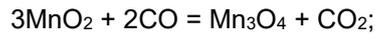
Далее чушки ферромарганца дробят на щековой дробилке до размера кусков менее 100 мм. Образовавшуюся мелочь ферромарганца (фракция менее 10 мм) отсеивают для последующей повторной утилизации.

По второму способу ферромарганец разливают непосредственно на литейном дворе в чугунные изложницы или в песчаные, на дно которых насыпают для утилизации отсеянную мелочь ферромарганца. Полученные большие слитки сплава после их остывания разбивают на более мелкие куски для последующего дробления в щековой дробилке и отсева на стандартные фракции.

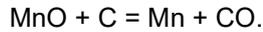
Процессы при выплавке ферромарганца

При выплавке в доменной печи ферромарганца процессы восстановления и шлакообразования отличаются от процессов при выплавке чугуна из железорудного сырья. В

марганцевой руде марганец находится в виде оксидов MnO_2 , Mn_2O_3 , Mn_3O_4 , MnO . Первые два оксида восстанавливаются в верхней части шахты печи при сравнительно невысоких температурах:



Оксид Mn_3O_4 также восстанавливается при умеренных температурах до MnO , но реакция обратима. Оксид MnO восстанавливается только твердым углеродом при температурах свыше $1100\text{ }^\circ\text{C}$:



Практически металлический марганец образуется в горне печи при контакте высокомарганцовистого шлака с углеродом кокса, начиная с температуры $1200\text{ }^\circ\text{C}$, т. е. в нижней части распара, заплечиков и горне.

Степень извлечения марганца из руды составляет 65–80 %. Остальная часть марганца в виде возгонов уносится из печи газами и в виде недовосстановленного MnO остаётся в шлаке. Степень извлечения марганца увеличивается при повышении температуры в горне печи. Этому может способствовать увеличение расхода кокса, повышение температуры дутья, обогащение дутья кислородом, а также подбор шлакового режима плавки.

Присутствие восстановленного железа ускоряет процесс восстановления марганца и снижает температуру, при которой он восстанавливается до карбида по реакции:



Марганец образует с углеродом прочные карбиды. С увеличением содержания марганца в сплаве возрастает содержание углерода. В передельном чугуна с марганцем до 1,0 % углерода около 4,4–4,67 %, в зеркальном чугуна с марганцем до 25 % углерода 5,0–6,0 %, а в ферромарганце с 80 % Mn углерода около 7,0 %.

Показатели доменной плавки при выплавке ферросплавов

Ферромарганец

Ферромарганец выплавляют в доменных печах объёмом от 172 до 1033 м^3 . Показатели работы доменной печи при выплавке чугуна и ферромарганца сильно отличаются из-за различного механизма восстановления железа и марганца (марганец из оксидов преимущественно восстанавливается углеродом кокса), поэтому расход кокса выше и производительность ниже, чем при выплавке чугуна.

Работу доменных печей при выплавке ферромарганца осложняет присутствие оксидов Na_2O и K_2O (щёлочи), содержащихся в марганцевой руде. При выплавке ферромарганца на 1 т сплава поступает с марганцевой рудой и коксом до 40–70 кг оксидов щелочей против 5–9 кг при выплавке литейного чугуна. Материальный баланс щелочей показал, что со шлаком ферромарганца уходит 9,9 %, с колошниковой уловленной пылью 15,5 %, со шламом 18,0 %, переходит в воду оборотного цикла газоочистки 53,6 %. Часть щелочей циркулирует в доменной печи, что оказывает разрушающее воздействие на кокс и вызывает его перерасход.

Показатели работы доменных печей, выплавляющих ферромарганец, зависят от качества проплавляемого рудного сырья, удельного выхода и состава шлака, использования кислорода, простоев печей [52, 53].

Применение дутья, обогащённого кислородом, сокращает удельный расход кокса с 2,08 до 1,79 т (на 14 %) [54, 55]. Теплотворность колошникового газа повышается с 1158 до 1500 ккал/м^3 . Расход дутья уменьшается с 6100 до $3720\text{ м}^3/\text{т}$. Экономия кокса происходит главным образом за счёт снижения температуры колошникового газа из-за более полного теплообмена в горне и нижней части шахты печи.

На степень извлечения марганца при выплавке ферромарганца большое влияние оказывает состав шлака – основность и содержание MgO . При высокой основности шлака по CaO/SiO_2 до 1,3–1,4 имеет место лучшее восстановление марганца из шлака, однако возрастают его потери с возгонами из-за повышенной температуры конечного шлака в горне печи. Меньшие потери марганца с возгонами имеют место при работе на шлаках с основностью 1,0–1,2, положительно влияние содержание в шлаке MgO в пределах 6–10 %.

В таблице 7.4 представлен диапазон параметров основных показателей доменной плавки ферромарганца на сырых рудах и марганцевом агglomerате. Простои печей связаны с очисткой газоотводящих трактов и пылеочистных устройств от отложений настывшей и заменой сгоревших воздушных фурм.

П-ООС 17.XX-XX-XXXX

Таблица 7.4 – Показатели производства ферромарганца в доменных печах

Параметры	Размерность	Значение показателя	
		мин.	макс.
Полезный объем доменной печи	м ³	292	1033
Содержание марганца в шихте	%	40,1	49,0
Удельная производительность	т/м ³ .сут	0,336	0,516
Удельный расход кокса	кг/т	1698	2057
Интенсивность плавки по коксу	г/м ³ .сут	603	999
Дутье: температура	°С	940	1161
содержание кислорода	%	21	28,3
Давление на колошнике	Мпа	0,020	0,117
Расход материалов (диапазон параметров):			
окисленная руда Никопольская		2597	2615
карбонатная руда Никопольская		206	1022
концентрат Ушкатын-3		795	1780
агломерата Никопольского	кг/т	1932	2652
Всего рудного сырья на 1 т сплава		1932	2936
Известняк		150	1080
Доломит		204	700
Металлодобавки		146	262
Вынос колошниковой пыли	кг/т	16	133
Состав сплава: кремний	%	1,58	2,25
марганец	%	70,40	72,66
фосфор	%	0,36	0,48
сера	%	0,01	0,02
Состав шлака: MnO	%	5,68	21,7
MgO	%	4,7	8,48
Al ₂ O ₃	%	5,10	9,20
FeO	%	0,16	1,50
Основность CaO:SiO ₂	ед.	1,04	1,42
Удельный выход шлака	кг/т	1110	1186
Степень извлечения марганца	%	69,5	81,7
Простои печей, календарное время	%	0,45	5,56

Феррофосфор

На доменной печи объемом 172 м³ Староуткинского металлургического завода длительное время выплавляли феррофосфор и ферроманганосфосфор, которые применялись при выплавке автоматных марок стали [98]. Феррофосфор выплавляли из фосфоритовой руды с добавлением железной стружки. При выплавке ферроманганосфосфора вместо железной стружки использовали марганцевую руду. В сутки выплавляли 29,6 т ферроманганосфосфора. На 1 т сплава расходовалось 4,04 т кокса, выход шлака составлял 2,47 т/т сплава. В сплаве содержалось, %: 55,51 Mn; 13,22 P; 1,75 C; 0,58 Si; 0,022 S. Состав шлака, %: 27,95 SiO₂; 8,90 Al₂O₃; 43,2 CaO; 1,19 MgO; 16,70 MnO; 0,73 FeO; 0,86 P₂O₅. Состав колошниковой пыли, %: 18,56 C; 18,50 SiO₂; 23,04 Al₂O₃; 15,73 H₂O; 12,02 CaO; 1,35 MgO; 6,48 P₂O₅; 4,32 MnO.

В таблице 7.5 представлен материальный баланс плавки ферроманганосфосфора на 1 т сплава.

Таблица 7.5 – Материальный баланс плавки ферроманганосфосфора на 1 т сплава

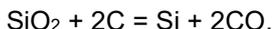
Поступило в печь	т	Получено	т
Марганцевой руды	2,60	Сплава	1,00
Фосфоритовой руды	1,41	Шлака	2,47
Известняка	0,68	Газа	16,22
Стружки	0,15	Влаги	1,16
Кокса	4,04	Пыли	0,06
Дутья	12,9	Улет оксидов по разности	0,87
Всего	21,78	Всего	21,78

По результатам балансовых плавки феррофосфора степень извлечения марганца составила 59,75 % и фосфора – 89,50 %.

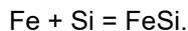
Ферросилиций

Марки выплавлявшегося в доменных печах ферросилиция приведены в таблице 2.32. Кремнезём является более прочным оксидом, чем MnO, и может восстанавливаться только углеродом в нижней части печи при температуре свыше 1500°С. При наличии

свежевосстановленного железа восстановление кремния в доменной печи начинается около 1400°С. Восстановление кремния идёт с предварительным образованием его монооксида – SiO:



Кремний с железом образует силициды железа, например:



Предельное содержание кремния в ферросилиции 33 %. Практически в доменных печах при температуре дутья около 700–1000 °С получали ферросилиций, содержащий 13–15 % SiO₂. Степень восстановления оксида кремния, переходящего в металл, составляет не более 35–50 %. Около 15 % Si уносится газом в виде легко испаряющегося SiO, остальная часть в виде SiO₂ переходит в шлак.

Для выплавки ферросилиция в доменной печи предпочтительно использовать бедную железную руду, а не агломерат, так как наличие в нём закиси железа даёт легкоплавкие холодные шлаки, которые охлаждают горн печи, где восстановление железа и кремния углеродом кокса происходит при пониженных температурах с большими затратами энергии.

Расход кокса при выплавке ферросилиция несколько ниже, чем при производстве доменного ферромарганца. Повышение температуры дутья и обогащение его кислородом благоприятны для улучшения показателей выплавки ферросилиция.

Например, при увеличении содержания кислорода в дутье с 21 % до 26 % при выплавке ферросилиция на Челябинском металлургическом заводе выход газа уменьшился с 4300 до 3220 м³ на 1 т ферросилиция, а температура колошникового газа – с 500–700 °С до 200–300 °С. Коэффициент полезного использования тепла в печи возрос с 0,67 до 0,75 [53].

В таблице 7.6 приведена характеристика шлаков доменного ферросилиция, выплавлявшегося на разных железных рудах на нескольких заводах.

Таблица 7.6 – Характеристика шлаков при выплавке доменного ферросилиция

№ п/п	Химический состав, %				CaO/SiO ₂	Темп. Плав., °С
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO		
1	38,8	9,5	44,9	4,0	1,16	1350
2	39,4	9,06	41,4	5,7	1,05	1350
3	38,9	10,96	44,63	1,58	1,14	1350
4	38,4	10,3	45,6	1,71	1,16	1350
5	42,55	15,81	34,48	4,9	0,81	1350
6	45,26	16,40	31,30	4,29	0,79	1350

Феррохром

В доменной печи успешно выплавляется феррохром, поведение оксидов хрома в доменной печи аналогично оксидам марганца.

Степень извлечения хрома из руды составляет более 90 %. Выплавка феррохрома требует повышенного расхода кокса, высокого нагрева дутья и основных шлаков. Хром – карбидообразующий металл, поэтому в доменной печи получается высокоуглеродистый феррохром с содержанием углерода до 10–12 %. Несмотря на восстановление хрома в доменной печи, получить металл с содержанием хрома более 40–45 % затруднительно из-за увеличения вязкости расплава и трудности его выпуска из печи. В то же время полученный в доменной печи высокоуглеродистый феррохром с содержанием хрома 40–45 % будет иметь более низкую себестоимость в пересчёте на хром металлический по сравнению с электропечным.

Отвод доменного газа, его очистка и водопотребление

При выплавке ферросплавов колошниковые газы имеют высокую калорийность благодаря содержанию СО до 30–38 %. Для очистки колошникового газа, образующегося при выплавке ферросплавов, применяется та же совокупность пылеочистного оборудования доменной печи, что и при выплавке чугуна, с такими же показателями эффективности очистки.

Большую проблему для очистки колошникового газа представляют щелочи, в большом количестве содержащиеся в марганцевых рудах. Выносимая из печи марганцевая пыль совместно со щелочами образует камнеподобные отложения в газоотводах и газовом тракте на участках мокрой очистки вплоть до полного их закупоривания, что требует периодической остановки печи для очистки газоходов механическим способом. Щелочи из доменной печи возгоняются в виде цианистых соединений калия, которые образуются по следующей схеме:



П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

Цианистые соединения, образующиеся в нижних частях шахты печи, возгоняются в верхние горизонты. При температуре колошника выше 300 °С они с колошниковым газом и пылью попадают в газоочистку.

Содержание аммиака в колошниковом газе составляет 1–2 г/м³, в промывочных водах газоочистки при выходе из скруббера 300–500 мг/л, в оборотной воде 150–250 мг/л [79].

При выплавке ферросплавов применение сухой газоочистки устранил образование камнеподобных отложений в газопроводе, снизит простои доменных печей и улучшит показатели работы доменной печи. При установке ГУБТ за сухой газоочисткой на 20–25 % увеличивается выработка электроэнергии [56].

Факторы негативного воздействия на окружающую среду

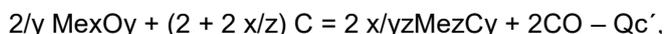
Факторы негативного воздействия на окружающую среду при производстве ферросплавов в доменных печах аналогичны таковым при выплавке чугуна в доменных печах.

7.3 Производство ферросплавов в руднотермических печах

7.3.1 Общий принцип плавки ферросплавов в руднотермических печах

Общий принцип восстановительной плавки в руднотермических печах заключается в восстановлении оксидов металлов, содержащихся в исходных рудах (конcentратах, окатышах, брикетах и т. д.), углеродом, содержащимся в углеродистых восстановителях (кокс, антрацит, уголь, древесная щепа и т. д.).

В общем виде процесс восстановления оксидов углеродом описывается реакциями [45]:

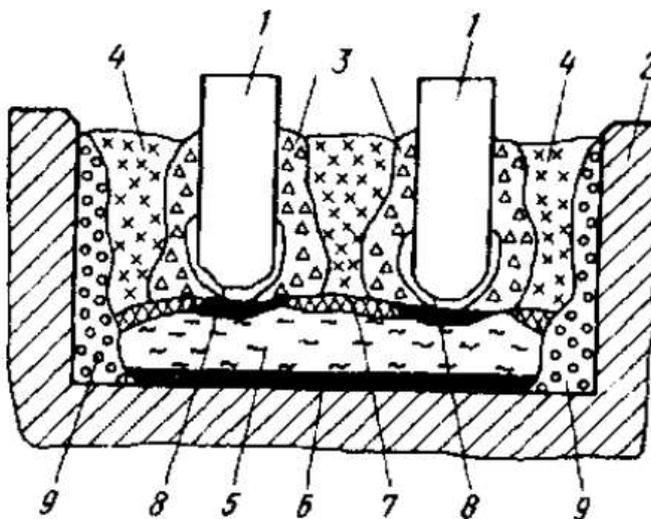


где Q_c — тепло, затрачиваемое при восстановлении элемента из оксида углеродом;

Q_c' — тепло, затрачиваемое при восстановлении элемента из оксида углеродом с образованием карбида.

Перемешанные компоненты шихты постоянно (порциями или непрерывно) загружают сверху в руднотермическую печь на колошник (верхний уровень шихты) ванны печи (ванна – емкость, в которой производится плавка ферросплава). Ванна печи до самого верха постоянно заполнена шихтой. В шихту погружают электроды, на концах которых постоянно горит электрическая дуга. Шихта находится со всех сторон электрода (плавка с закрытой дугой).

Температура дуги столь высока, что вокруг зоны горения дуги образуется пространство, заполненное только печными газами, – тигель, из которого вся шихта испаряется. Граница тигля определяется температурой испарения шихтовых материалов. За этой границей материалы шихты находятся сначала в жидком, а затем в полужидком и твердом виде. Строение ванны руднотермической печи приведено на рисунке 7.1.



1 – электроды; 2 – угольная футеровка печи; 3 – зона максимального схода шихты; 4 – зона замедленного схода шихты; 5 – зона расплавления шихты или шлака; 6 – жидкий металл; 7 – зона скопления кокса; 8 – тонкая газовая прослойка (тигель); 9 – гарнисаж

Рисунок 7.1 – Схема расположения шихтовых материалов, шлака и металла в ванне руднотермической печи

За счет тепла электрических дуг происходит непрерывный нагрев и плавление поступающих в зону горения дуги шихтовых материалов. Тепла оказывается достаточно для протекания процесса восстановления оксидов металлов углеродом. При этом углерод окисляется кислородом оксидов металлов и образует газообразный оксид углерода – СО, который через неплотности и поры смеси шихтовых материалов удаляется вверх, через слой непрерывно загружаемой шихты, в атмосферу.

Жидкий ферросплав в процессе плавки под собственной тяжестью собирается в нижней части ванны на подине печи. На этом уровне в боковой стенке печи просверливают отверстие, называемое «летка печи». Это отверстие – летку печи закрывают («затыкают») материалом, который легко удаляется из канала летки. Вместе с тем этот материал не позволяет жидкому ферросплаву вытекать из ванны печи. Чаще всего для закрытия летки используют влажную огнеупорную глину или используют специально изготовленные леточные массы.

Периодически летку печи открывают путем расчистки леточного канала вручную, либо перфоратором, либо электропрожигом, либо прожигом кислородом. Жидкий ферросплав (металл) через этот канал самотеком вытекает из печи по леточному желобу в ковш. Происходит выпуск плавки (выпуск металла). Вместе с металлом из печи вытекает шлак, который образуется из невозстановленных оксидов шихтовых материалов.

Таким образом, плавка в руднотермической печи – это плавка с непрерывной загрузкой шихты и периодическим выпуском.

В некоторых случаях для обеспечения более высокого извлечения металла в ферросплав в состав шихты вводят добавки, регулирующие состав печного шлака, – флюсы. В этом случае количество шлака увеличивается, однако потери металла за счет меньшего перехода металла в шлак меньше. Если флюсы в шихту не добавляют, то плавка называется бесфлюсовой, если добавляют – флюсовой. Такие варианты процесса используют, например, для выплавки углеродистого ферромарганца.

Жидкий ферросплав разливают на разливочных машинах или в стационарные плоские чугунные изложницы. Застывшие слитки отправляют в склад готовой продукции, где металл дробят, фракционируют, упаковывают и отгружают потребителям.

Шлак вывозят на участок переработки шлака или шлакоотвал.

Общая блок-схема технологического процесса производства ферросплавов с образующимися эмиссиями приведена на рисунке 7.2.

В соответствии с представленной схемой производственный процесс в ферросплавном цехе включает три основные последовательные стадии:

- подготовку шихтовых материалов, включая дозирование;
- плавку подготовленной шихты в электропечах;
- разливку и разделку готового сплава.

Исходя из этого, ферросплавный цех включает в себя:

- склад шихтовых материалов (склад шихты) с отделением или корпусом подготовки шихты;
- корпус шихтовых бункеров;
- плавильный корпус;
- склад готовой продукции.

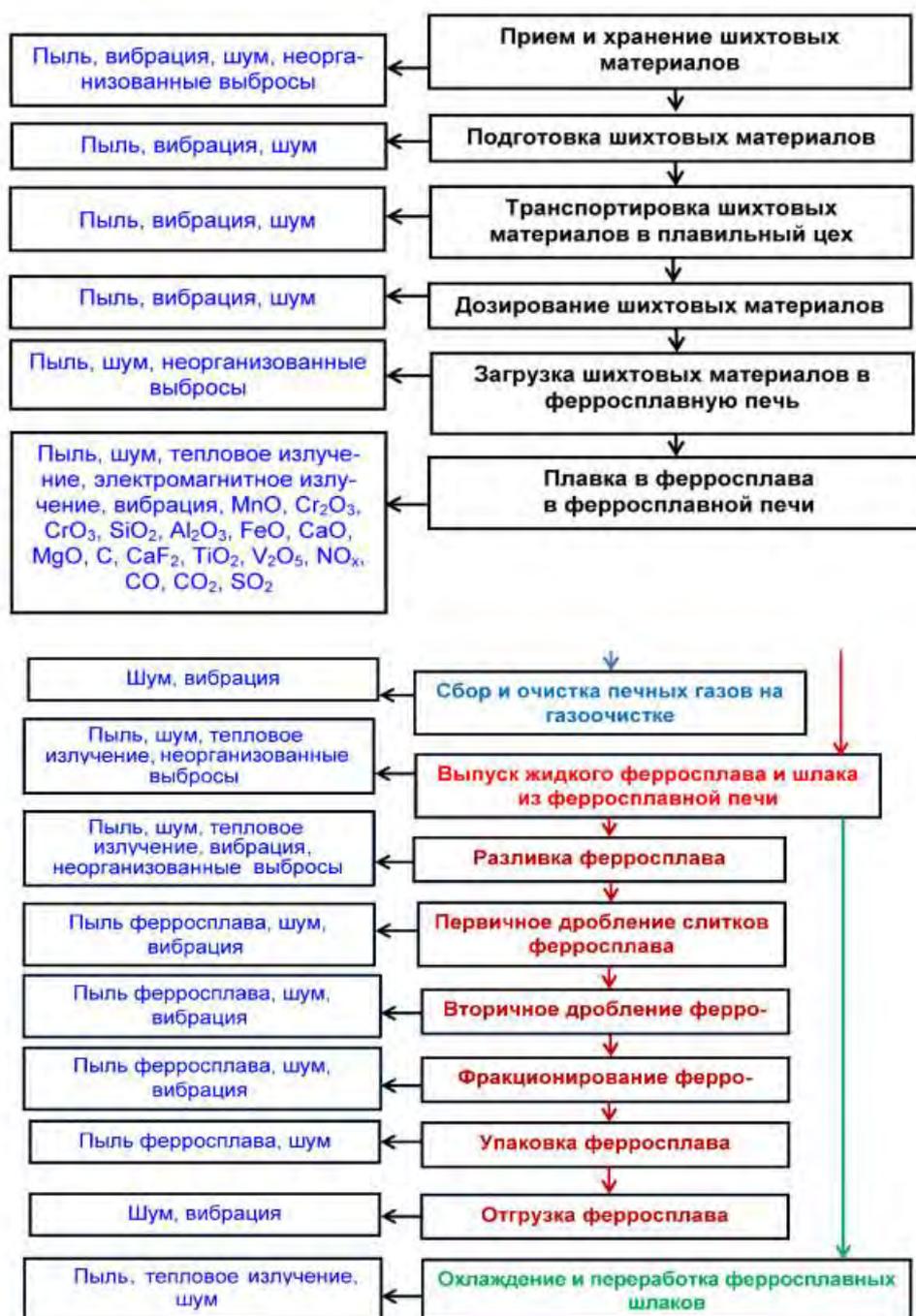


Рисунок 7.2 – Общая блок-схема технологического процесса производства ферросплавов с образующимися эмиссиями

7.3.2 Элементы конструкции руднотермических печей

В поперечном сечении большая часть ванн рудно-термических печей имеет круглую форму, а ряд мощных печей имеют прямоугольную форму (иногда – эллипсную форму) [46, 57, 58]. Высота ванн руднотермических печей сопоставима с диаметром (шириной) кожуха ванны, поэтому их называют низкошахтными в отличие от шахтных печей, например доменных, в которых высота печи составляет несколько ее диаметров.

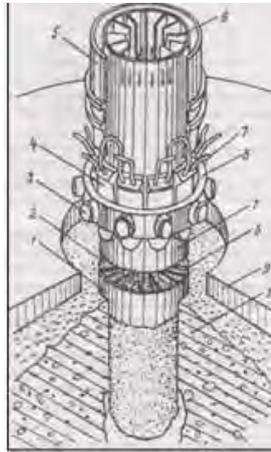
Кожух печей выполняют из листовой стали толщиной 15–35 мм и усиливают снаружи вертикальными ребрами и горизонтальными поясами жесткости, днище кожуха выполняют плоским.

Ванна печи выкладывается внутри кожуха из огнеупорных материалов (огнеупорный кирпич (шамотный, магнезитовый, муллитокорундовый и т. д.), огнеупорные бетоны, асбест, углеродистые блоки и т. д.), которые составляют футеровку печи. Материалы, применяемые для футеровки печи,

выбирают в зависимости от выплавляемого сплава. Так, для выплавки кремнистых сплавов и углеродистого ферромарганца рабочее пространство печи выкладывают из угольных блоков, для выплавки углеродистого феррохрома – из магнезитового кирпича. Верх стен выкладывают шамотным кирпичом.

В ванну печи вертикально сверху опущены электроды. Вниз электроды перемещаются под собственной тяжестью. Вверх электроды поднимают с помощью механизмов перемещения электродов.

Схема самоспекающегося электрода приведена на рисунке 7.3 [57].



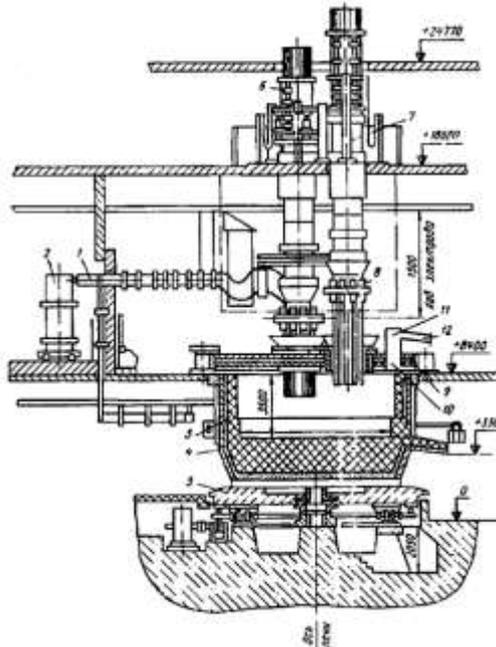
1 – кожух электрода; 2 – электродная масса; 3 – нажимное устройство; 4 – контактная шека; 5 – несущий цилиндр; 6 – ребра; 7 – труба подвода электрического тока и воды; 8 – нажимное кольцо; 9 – свод печи; 10 – шихта

Рисунок 7.3 – Самоспекающийся электрод

В руднотермических печах используются самоспекающиеся непрерывные электроды, изготавливаемые непосредственно в процессе работы печи.

Электроды состоят из железного кожуха, заполняемого специальной электродной массой, состоящей из термоантрацита, литейного кокса, каменноугольной смолы и пека.

Схема руднотермической печи представлена на рисунке 7.4 [58].



1 – короткая сеть; 2 – трансформатор; 3 – футеровка; 4 – кожух; 5 – механизм вращения; 6 – устройство для перепуска электродов; 7 – гидродъемник; 8 – электрододержатель; 9 – свод; 10 – отверстия газозодов; 11 – стакан газосборника; 12 – наклонный газозод

Рисунок 7.4 – Схема руднотермической печи

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

Мощность трансформаторов руднотермических печей составляет от 10 до 115 МВА, вторичное напряжение – в пределах 130–250 В, сила тока в электроде на мощных печах достигает 100–110 кА.

Большая часть руднотермических печей – печи переменного тока. Их оборудуют тремя электродами, установленных по вершинам равностороннего треугольника (круглые печи), а печи большой мощности иногда имеют шесть электродов, установленных в линию (прямоугольные печи). Эти печи оборудуют одним трехфазным или тремя однофазными печными трансформаторами.

В руднотермических печах постоянного тока используется один электрод. В качестве второго электрода используют подовый электрод – электрод, установленный в подине печи, или вторым электродом служит токопроводящая подина специальной конструкции. Электропитание печи постоянного тока производится от источника питания, который преобразует переменный ток печного трансформатора в постоянный.

Подвод электрического тока от печных трансформаторов к электродам производится помедным водоохлаждаемым трубошинам.

В процессе плавки в руднотермической печи оборудование, которое находится в зоне воздействия высоких температур (все оборудование под зонтом печи и оборудование электроподвода), требует интенсивного охлаждения. Это охлаждение достигается за счет применения водооборотной системы. Из бассейна с холодной водой вода насосами под давлением подается на «горячие» элементы печи. Горячая вода свободно сбрасывается из элементов печи в приемные коллектора и далее самотеком собирается в бассейн горячей воды. Из этого бассейна горячая вода насосами подается на градирни для охлаждения. Охлажденная вода от градирен возвращается в бассейн с холодной водой и снова на охлаждение элементов печи.

Печные газы, выделяющиеся с колошника и от летки руднотермической печи, собирают различными способами и направляют на газоочистку. В зависимости от способа сбора печных газов, выделяют открытые, закрытые, герметичные и полузакрытые печи [46, 57, 58].

Открытые печи – это печи, оборудованные высоким зонтом (газовым колпаком) над колошником печи, крышу которого устанавливают выше токоподводов к электродам печи, а между нижней границей боковой части зонта и рабочей площадкой вокруг печи на уровне колошника оставляют свободное пространство. Это пространство (кольцевой зазор высотой около 2 м) используют для доступа к колошнику печи для его обслуживания. Газы из открытой печи вместе с частью окружающего воздуха, поступающего через кольцевой зазор, забирают из-под крыши зонта на газоочистку сухого типа (тканевые рукава). Однако часть печных газов из-за неравномерного хода печи выбивается из-под зонта в атмосферу цеха и окружающую среду.

Закрытые печи – это печи, колошник которых полностью закрыт водоохлаждаемым сводом. Секции (части) свода подвешивают к перекрытию над печью. Периферийная часть секций опирается на стены печи. В своде оставляют кольцевые отверстия для электродов. Зазор между электродами и сводом герметизируют за счет непрерывной подачи шихты вокруг электродов. Между верхним уровнем загруженной в печь шихты и сводом оставляют свободное пространство, из которого через специальные проемы в своде отбирают выделяющиеся печные газы на газоочистку мокрого типа (орошаемый скруббер Вентури).

Примерно 1/3 печных газов закрытых печей выделяется через шихту вокруг электродов и выбрасывается в атмосферу без газоочистки.

Герметичные печи – это печи, укрытые водоохлаждаемым сводом, герметизация электродных отверстий в котором производится за счет специальных уплотнений, а шихта загружается на колошник печи по труботечкам, проходящим через соответствующие отверстия в своде печи. В герметичных печах все выделяющиеся из печи газы собираются в подсводовом пространстве и удаляются на мокрую газоочистку. Уловленная пыль также в виде шлама отправляется в шламоотстойник.

Полузакрытые печи (печи с низким зонтом) отличаются от открытых печей тем, что кольцевой зазор между низом боковой поверхности зонта и рабочей площадкой укрывают щитами, дополнительно герметизируя зонт печи [57]. За счет этого повышается эффективность сбора печных газов на газоочистку и сокращаются выбросы неочищенного газа в атмосферу цеха.

Крыша зонта полузакрытых печей выполняется ниже уровня токоподвода к электродам. Это продлевает срок службы короткой сети печи неопределенно долго. Это же позволяет разместить печные трансформаторы максимально близко к электродам и максимально сократить электрические потери.

Полузакрытые печи имеют преимущество перед печами другого типа:

- перед открытыми печами – более высокая степень сбора печных газов на газоочистку, лучшие условия эксплуатации короткой сети;

- перед закрытыми и герметичными печами – сохраняется возможность обработки колошника печи для корректировки хода плавки, ниже расход электрической энергии из-за отсутствия потерь с индукцией на свод (3–5 %), используется газоочистка сухого типа;

- отсутствует необходимость строительства, имеется возможность отгрузки потребителям товарной пыли.

подавляющая часть новых ферросплавных печей строится с полузакрытыми зонтами.

Подготовка шихтовых материалов

Подготовка шихтовых материалов к плавке решает следующие задачи [48, 57]:

- усреднение шихты;
- сушка шихты;
- подогрев и прокатка шихты;
- обеспечение газопроницаемости шихты.

Усреднение состава шихты достигается в результате операций разгрузки сырья в складе шихты, подачи материалов на подготовку, перегрузок шихты при транспортировке к печам и пересыпках при дозировании и подаче шихты в печь.

Сушка шихты. В практике работы руднотермических печей на территории России сушка шихтовых материалов не применяется. Как правило, влага из шихтовых материалов испаряется на колошнике печи за счет подогрева шихты выделяющимися печными газами.

Предварительный подогрев и прокатка шихты нашли применение в зарубежных заводах при выплавке ферро- и ферросиликохрома с целью экономии электрической энергии. На российских предприятиях не применяются.

Обеспечение газопроницаемости шихты. Из-за высокой интенсивности углеродовосстановительных реакций в руднотермических печах происходит постоянное образование газообразного оксида углерода, особенно в зоне тигля печи, под электродами. Для эвакуации образующегося оксида углерода необходима хорошая газопроницаемость шихты, которая обеспечивается загрузкой надлежащей фракции материала в печь (отсев мелочи и додраблывание кусков, превышающих допустимый размер).

Подготовка кусковых руд. Необходимая фракция рудной части шихты (марганцевые и хромовые руды, железная руда, агломерат и т. п.) для плавки – 10– 100 мм, для кварцита – 20–120 мм. Однако при перегрузке руд в вагоны, перевозке, выгрузке руд на складах шихтовых материалов происходит повторное образование мелочи. Поэтому руды перед подачей в печь рассеивают на 2-ситном грохоте на ситах с ячейками 10 × 10 мм и 100 × 100 мм.

Фракцию более 100 мм додраблывают на щековой дробилке и возвращают на отсев мелочи. В некоторых случаях, если доля фракции +100 мм в руде невелика, отсев на сите 100 × 100 мм не производят.

Мелочь руд 0–10 мм направляют на окускование или агломерирование и возвращают на плавку. Мелочь кварцита 0–20 мм на плавку больше не возвращают – используют как флюс в других металлургических переделах, при строительстве дорог в качестве балласта, в цементном производстве в качестве кремнеземистой добавки и т. п.

Рудные концентраты после обогащения представляют собой пески крупностью менее 3 мм или тонкопомолотые концентраты крупностью менее 0,075 мм и менее. Поэтому непосредственно в плавке на руднотермической печи их использовать невозможно. Концентраты подвергают предварительному окускованию – агломерированию, окатыванию или брикетированию на соответствующих фабриках. Мелочь агломерата, окатышей, брикетов отсеивают в процессе производства. На ферросплавные заводы поступает готовое окускованное сырье, поэтому дополнительную подготовку этого сырья перед плавкой не производят.

Флюсы. Для флюсов используют фракцию 10–30 мм. Как правило, эту фракцию получают от поставщиков и используют для плавки в руднотермических печах без предварительной подготовки.

Подготовка восстановителя. Кокс необходим фракции 5–16 мм. Для этого кокс додраблывают на 4-валковой дробилке и рассеивают на 2-ситном грохоте на ситах с ячейками 5 × 5 мм и 16 × 16 мм. Фракцию более 16 мм возвращают на додраблывание и рассев.

Подготовку каменного угля (антрацита) проводят на выделение целевой фракции 10–100 мм. Как правило, с угледобывающих предприятий поставляется уголь фракции 20–50 мм. В этом случае уголь и антрацит рассеивают на односитном грохоте на сите с ячейками 8 × 8 (10 × 10) мм. Додраблывание не производят. Однако если поставляется уголь крупностью более 100 мм, то этот уголь направляют на додраблывание на 2-валковой дробилке и рассеивают на односитном грохоте на сите с ячейками 8 × 8 (10 × 10) мм.

Фракцию угля 10–50 (10–100) мм подают на печь.

Нерудные железосодержащие материалы. К ним относятся стальная стружка, чугунная стружка, доменный присад. Крупность чугунной стружки и доменного присада не превышает 10 мм, поэтому это сырье не требует предварительной подготовки.

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

Длина витков стальной стружки не должна превышать 50 мм. В противном случае происходит зависание стружки в суточных бункерах и труботечках с прекращением поступления стружки в печь. Поэтому стружку подвергают предварительному измельчению на стружкодробильной машине и рассеивают на барабанном сите.

Шихтовое хозяйство ферросплавного завода, оборудованного руднотермическими печами, состоит из:

- корпуса разгрузочного оборудования с вагоноопрокидывателями;
- открытого напольного или закрытого склада шихтовых материалов;
- корпуса подготовки шихтовых материалов;
- корпуса шихтовых бункеров;
- дозирочного отделения, которое может быть совмещенным либо с корпусом подготовки материалов, либо с корпусом шихтовых бункеров.

Поступающее на ферросплавный завод сырье складывается на складе шихтовых материалов. Для хранения шихтовых материалов применяются три типа складов [48]:

- закрытый грейферный с железнодорожной колеей, расположенной посередине склада (см. рисунок 7.3, а);
- закрытый бескрановый ангарного типа с конвейерной подачей (см. рисунок 7.3, б);
- открытый с конвейерной подачей сырых материалов, оборудованный мостовым грейферным перегружателем для подачи, штабелирования и выдачи материала на подготовку (см. рисунок 7.5, в).

Из склада каждый шихтовый материал передается в корпус подготовки.

а – закрытый грейферный; б – закрытый бескрановый; в – открытый

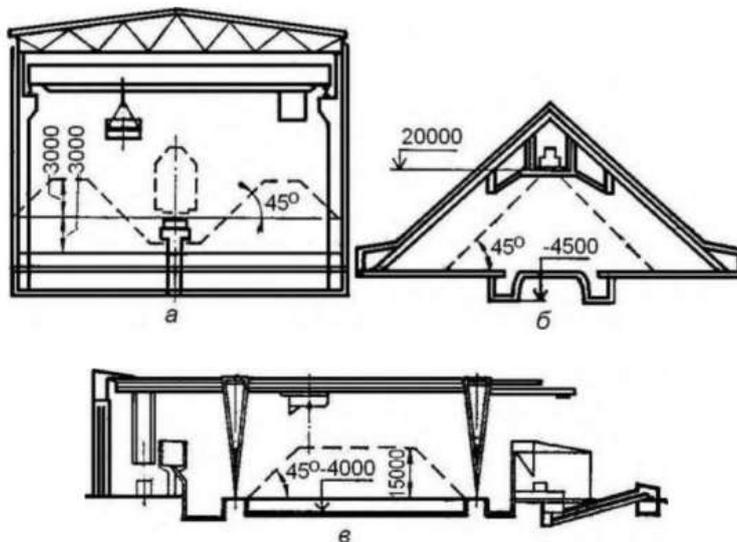


Рисунок 7.5 – Типы напольных складов для хранения шихтовых материалов

В корпусе подготовки материалов установлено необходимое сушильное, дробильное и классифицирующее оборудование для подготовки шихтовых материалов, как указано выше.

Подача и загрузка шихты в печь Подготовленная шихта по системе ленточных транспортеров передается в корпус шихтовых (суточных) бункеров. Под каждым из суточных бункеров установлен питатель, который позволяет выдавать материал из бункера с определенной скоростью.

Шихтовые бункера могут располагаться как в отдельном здании (корпус шихтовых бункеров, отделение дозирования шихты и т. п.) – для мощных печей, так и в плавильном корпусе – для печей малой и средней мощности.

Шихтовые материалы перед подачей в печь необходимо смешивать в определенных пропорциях – произвести дозирование шихты, только после этого шихту можно загружать в печь. В ферросплавном производстве существует два принципа дозирования шихтовых материалов: порционное и непрерывное.

Дозирование в цехах малой мощности – порционное и производится непосредственно под суточными бункерами, которые располагают на цеховых отметках значительно выше печи. Принцип порционного дозирования заключается в формировании порции шихты (колоши), в которой компоненты заданы в определенном соотношении (см. рисунок 7.6) [49].

Это достигается за счет подачи небольших порций шихтовых материалов из суточных бункеров через вибрационные питатели в весовые бункера (один на два бункера). Под весовыми бункерами проходит монорельсовая или напольная тележка, в которую последовательно сбрасывается шихта из весовых бункеров. Тележка набранную колошу шихты доставляет и сбрасывает в свободный печной бункер (карман) печи.



1 – бункер с шихтовым компонентом; 2 – питатель; 3 – весовой бункер; 4 – весоизмерительное устройство; 5 – затвор; 6 – транспортное устройство для формирования колоши; 7 – транспортное устройство для передачи колоши шихты в печь

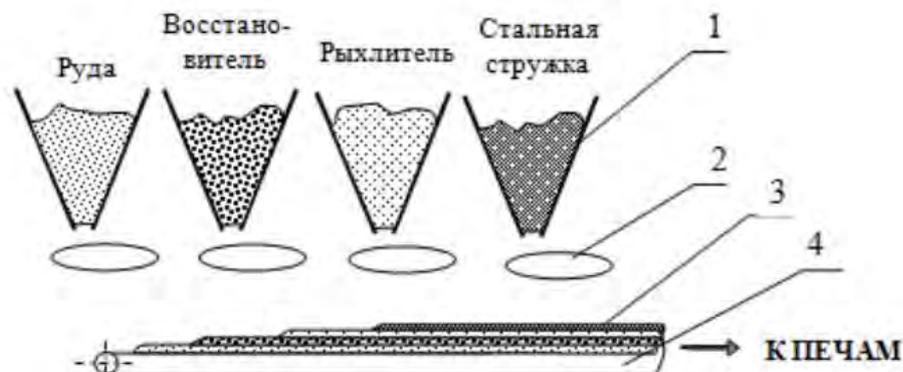
Рисунок 7.6– Принципиальная схема порционного дозирования шихты

Под каждым печным бункером (карманом) установлен затвор, при открывании которого с пульта управления печью шихта из печного кармана самотеком по стальным трубам – труботечкам падает на колошник печи. Иногда вместо затвора в труботечке устанавливают вибропитатель. В этом случае количество шихты, загружаемой в печь, может быть меньше одной колоши и регулируется длительностью работы вибропитателя. Нижняя часть труботечек, находящаяся под зонтом печи, выполняется водоохлаждаемой.

Непрерывное дозирование шихтовых материалов применяется в цехах с мощными рудотермическими печами. В этом случае дозирование производится в корпусе шихтовых бункеров.

Принцип непрерывного дозирования заключается в том, что на движущуюся транспортную ленту из суточных бункеров шихтовые компоненты насыпаются со строго определенной производительностью, как правило, с помощью ленточных весовых дозаторов. При этом соотношение компонентов выдерживается в соответствии с требованиями технологии.

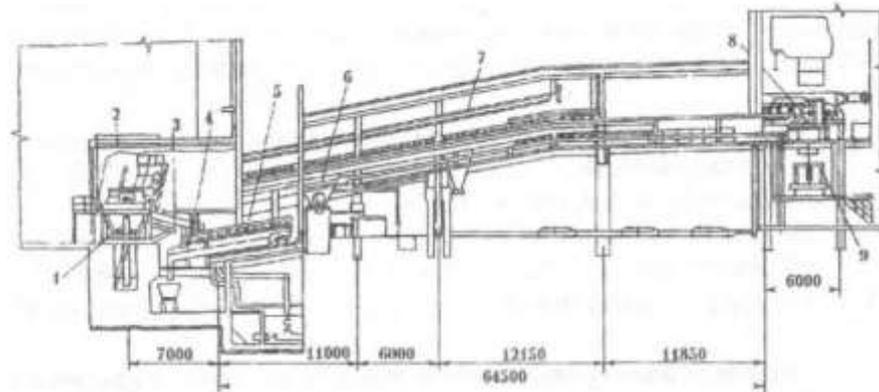
Принципиальная схема непрерывного дозирования изображена на рисунке 7.7 [49].



1 – бункер с шихтовыми компонентами; 2 – ленточный дозатор; 3 – сдозированная шихта; 4 – транспортер

Рисунок 7.7 – Принципиальная схема непрерывного дозирования шихты

Наибольшее распространение получила разливка ферросплавов на ленточных конвейерных машинах (см. рисунок 7.9) [58]. Они применяются для разливки углеродистого ферромарганца, силикомарганца, углеродистого феррохрома, силикохрома и низкопроцентного ферросилиция.



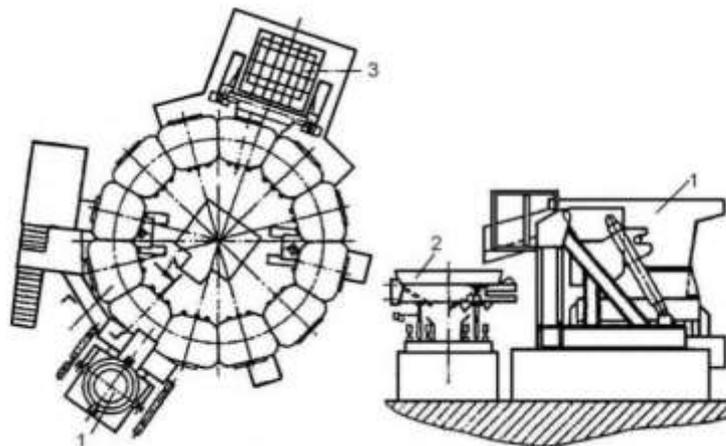
1 – ковш; 2 – передвижное укрытие камеры; 3 – желоб; 4 – натяжная станция; 5 – лента; 6 – бункер для опрыскивания известковым молоком; 7 – трубопроводы для водяного душирования слитков; 8 – приводная станция; 9 – короб для металла

Рисунок 7.9 – Машина для разливки ферросплавов конвейерного типа, двухленточная

Кроме конвейерных разливочных машин, используют также машины конвейернотележечного типа для разливки высококремнистых сплавов, модификаторов и лигатур, а также сплавов, содержащих элементы, легко поддающиеся окислению (см. рисунок 7.10).

Машина представляет собой непрерывный эллиптический конвейер, составленный из установленных на рельсовые пути тележек с поддонами-изложницами овальной формы для приема металла.

На одной ветви конвейерной машины в разливочном пролете установлено оборудование для заливки сплава, подсыпки изложниц отсевами ферросплавов. Другая ветвь разливочного конвейера размещается за стеной разливочного пролета и служит для охлаждения слитков. Там же установлен кантователь для изложниц и бункер для приема металла.



1 – ковш с кантователем; 2 – изложница; 3 – приемный бункер для металла

Рисунок 7.10 – Карусельная разливочная машина [58]

Широкое распространение получает послойная разливка методом «плавка на плавку». Установки могут располагаться как в закрытом помещении, так и на открытой площадке. Основным элементом установки является железобетонная чаша, футерованная с трех боковых сторон и снизу чугунными плитами. Для облегчения выгрузки затвердевшего сплава передняя плита съемная.

Для разливки ферросилиция используют водоохлаждаемые медные изложницы. Ферросилиций из летки печи по желобу через копильник поступает в одну из двух медных изложниц, принимающей весь выпуск металла, из которой металл после охлаждения подают на

П-ОС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

рольганг молотковой дробилки. Короба с дробленным металлом отправляют в сталеплавильное производство.

Заполненные шлаком шлаковни (шлаковые ковши) вывозят из разливочного пролета на участок переработки шлака или шлакоотвал.

Дробление, сортировка, упаковка ферросплавов Сталеплавильные заводы, оборудованные автоматизированными линиями подачи ферросплавов, потребляют ферросплавы только определенной фракции, в основном фракции 10–50 мм (в некоторых случаях 10–100 мм).

Разливка ферросплавов позволяет получать слитки с поддонов с габаритными размерами до 500 × 800 × 1500 мм, с разливочных машин – до 150 × 250 × 700 мм.

Для подготовки ферросплавов надлежащего фракционного состава, как правило, применяется двухстадийное дробление с последующим рассевом на двухситном грохоте на фракции 0–10, 10–50, 50–100 мм.

Выделенные фракции упаковывают в мягкие контейнеры (биг-беги) или отгружают навалом в сухогрузных контейнерах или вагонах.

Обработка шлаков ферросплавного производства Производство ферросплавов сопровождается образованием значительного количества шлаков [48]. Общий выход ферросплавных шлаков составляет более 1,5 млн т/г. Разные сплавы имеют разный удельный выход шлаков на 1 т выплавляемого сплава.

При бесшлаковых (малошлаковых) процессах производства ферросплавов углетермическим способом (ферросилиций, двухстадийный силикохром) кратность шлака составляет 0,06–0,07, а при шлаковых процессах (ферросиликомарганец, феррохром и силикохром, низкоуглеродистые сплавы) кратность шлака может достигать величины 2,7–3,5.

Ферросплавные шлаки содержат корольки готового сплава, различное количество оксидов ведущего элемента и других ценных металлов и минералов. К тому же шлаки характеризуются прочностью, абразивностью, огнеупорностью, поэтому представляют собой достаточно ценное сырье для использования в различных отраслях промышленности.

Все ферросплавные шлаки в зависимости от выплавляемых сплавов и химического состава делятся на саморассыпающиеся и нерассыпающиеся. Причиной саморассыпания является полиморфное превращение ортосиликата кальция $2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$ при остывании шлаков до температуры 450–550 °С, происходящее с увеличением объема.

К саморассыпающимся относятся шлаки производства низкоуглеродистого феррохрома, силикокальция и марганца металлического, которые во время остывания превращаются в порошок. Применение указанных шлаков весьма разнообразно: шлаки производства низкоуглеродистого феррохрома применяются в литейном производстве для получения быстротвердеющих формовочных смесей, в сельском хозяйстве для известкования кислых почв, в цементной промышленности и ряде других производств.

Нерассыпающиеся шлаки высокоуглеродистого феррохрома представляют собой плотный камневидный материал, который обычно поступает в отвал и в дальнейшем используется в качестве строительного материала. Переработанный шлак может быть использован как щебень и инертный песок в качестве заполнителя для жаростойких бетонов.

В настоящее время перерабатывают около 45 % образующихся шлаков. Способы переработки ферросплавных шлаков весьма разнообразны (металлургический передел, воздушная и магнитная сепарация, механическое измельчение, водная грануляция и др.), их выбор определяется особенностями шлака.

При переработке шлаков с вовлечением их для использования в качестве металлургического сырья (на собственные нужды ферросплавного предприятия) приходится примерно 10 % от общего количества текущего шлака. Около 40 отправляется в отвал. Остальное количество стремятся реализовать в смежные отрасли, главным образом производителям цемента и строительных материалов.

Переработка текущих нерассыпающихся шлаков.

В настоящее время применяют два основных способа переработки жидких шлаков: охлаждение и дробление в твердом состоянии; гранулирование или поризация с последующим охлаждением. Первый способ является основой технологии производства товарного продукта в виде щебня, второй – обеспечивает получение более высококачественного продукта.

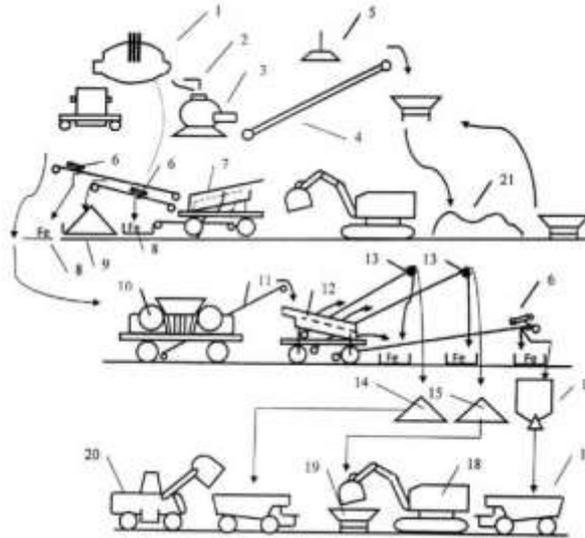
Существует ряд способов охлаждения жидких шлаков с дроблением их на щебень в твердом состоянии. Наиболее простой заключается в сливе шлака послойно в шлаковую яму с дальнейшей разработкой экскаваторами и дроблением в дробилках. Однако в последнее время все чаще применяют охладители барабанного типа, состоящие из одного-двух барабанов, имеющие наружное или внутреннее охлаждение, с дальнейшим дроблением шлаковой ленты или корки в дробилках.

Охлажденный шлак грузится экскаватором на поворотную решетку (с ячейками 200 × 400 мм) приемного бункера, откуда пластинчатым питателем подается в агрегат первичного дробления.

Над пластинчатым питателем установлены спаренные электромагнитные шайбы типа ЭМ-12 для отбора крупных металлических включений.

С ленточного транспортера через колосниковый грохот шлак поступает в агрегат вторичного дробления и окончательно додрабливается, после чего рассеивается на передвижной установке, состоящей из грохота и транспортера. Дробленый фракционированный щебень грузится в автомашины или в железнодорожные вагоны для отправки потребителям.

Универсальная схема переработки шлаков в жидком состоянии показана на рисунке 7.11.



1- руднотермическая печь; 2 – ограничитель шлакового потока; 3 – установка барабанного типа; 4 – конвейер; 5 – магнитная шайба; 6 – магнит подвесной; 7 – агрегат сортировки передвижной СМД-174 А; 8 – закрома, емкости для магнитного продукта; 9 – склад щебня фракции 40–70 мм; 10 – агрегат второй стадии дробления СМД-131А; 11 – конвейер передвижной; 12 – агрегат сортировки передвижной СМД-174 А-10; 13 – отгрузочные передвижные конвейеры со шкивными железоотделителями для щебня фракций 10–20 и 20–40 мм; 14 – склад щебня фракции 20–40 мм; 15 – склад щебня фракции 10–20 мм; 16 – бункерный склад щебеночно-песчаной смеси 0–10 мм; 17 – автосамосвал; 18 – экскаватор; 19 – думпкар железнодорожный; 20 – автопогрузчик фронтальный; 21 – шлак

Рисунок 7.11 – Схема переработки жидких печных шлаков

Переработка нерассыпающихся шлаков гравитационными методами

Определенное распространение получила переработка нерассыпающихся шлаков гравитационными методами в водной среде. Отделение переработки шлаков гравитационными методами размещают в специальном отапливаемом помещении. Процесс обогащения осуществляется следующим образом: материал по течке поступает на решето загрузочного устройства, где под действием пульсирующих восходящих и нисходящих потоков воды, создаваемых сжатым воздухом, прерывисто поступающим из пневмопровода в воздушные камеры машины, необогащенный материал, содержащий металлоконцентрат и шлаковую составляющую, под воздействием горизонтального транспортирующего потока и вследствие текучести во взвешенном состоянии движется вдоль машины. В результате материал разделяется по высоте, образуя слои продуктов с различной плотностью. В нижних слоях концентрируются тяжелые фракции (металл), выше – смесь тяжелых и легких фракций, а в самом верхнем слое – легкие фракции (шлаковая составляющая).

Тяжелые фракции (концентрат) обогащаемого материала попадают в разгрузочные камеры в конце каждого отделения машины, накапливаются и разгружаются роторными разгрузчиками в приемные воронки обезвоживающих ковшевых элеваторов, собираются в специальную тару и отгружаются потребителям. Промежуточный продукт в зависимости от выбранной схемы поступает вместе с исходным материалом обратно в отсадочную машину или складывается.

Легкие фракции вместе с транспортной водой направляются через сливной порог машины на грохот-обезвоживатель и дальше наклонным ленточным транспортером передаются в закрома-накопитель, откуда также отгружаются потребителям как товарный щебень.

Технологическая схема гравитационного обогащения на примере шлаков углеродистого феррохрома представлена на рисунке 7.12.

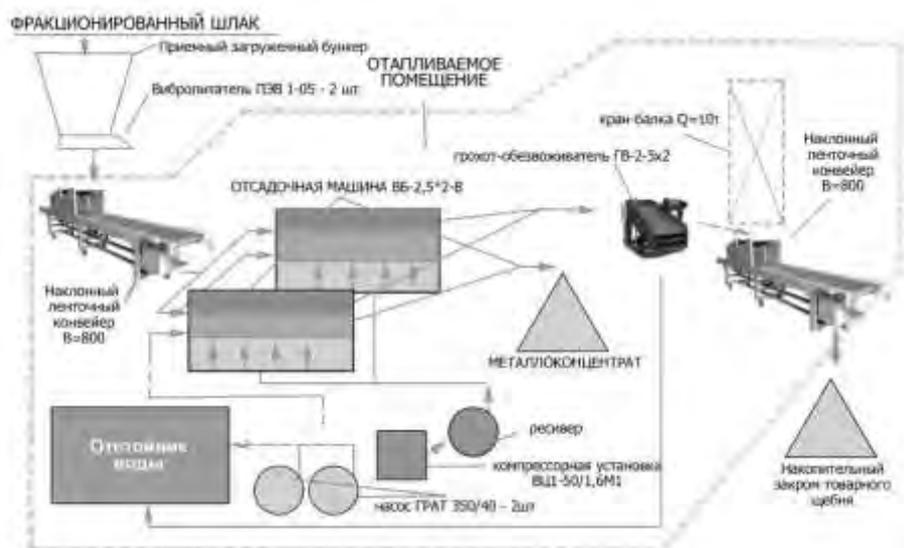
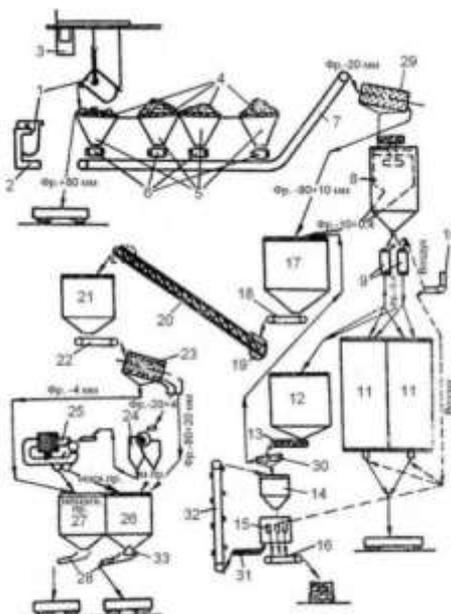


Рисунок 7.12 – Технологическая схема гравитационного обогащения шлака высокоуглеродистого феррохрома

В состав отделения обогащения входят: приемный бункер (сдвоенный) объемом 20 м³; ленточные конвейеры желобного типа с шириной ленты (В) 800 мм; вибропитатель типа ПЭВ 1–0,5; отсадочная машина ВБ-2,5 × 2-В; питательные насосы ГРАТ-350/40; компрессорная установка ВЦ 1–50/1,6М1 с ресивером; емкости для грязной и осветленной воды автономного оборотного цикла; электромостовой кран грузоподъемностью 10 т; цепные элеваторы ЭОЦП – 2 шт.

Переработка саморассыпающихся шлаков

Саморассыпающиеся шлаки содержат до 5 % корольков сплава. Корольки сплава выделяются из этого шлака воздушной или магнитной сепарацией. Конечный шлак широко применяется как известковое удобрение в сельском хозяйстве, для изготовления жидких самотвердеющих смесей в литейном производстве, в составе минерального порошка для асфальтобетона в строительстве. Технология переработки саморассыпающихся шлаков на примере низкоуглеродистого феррохрома приведена на рисунке 7.13.



1 – ковш; 2 – стандарт; 3 – кран; 4 – решетка; 5, 12, 14, 17, 21, 26, 27 – бункер; 6 – дозатор; 7, 13, 16, 18, 22 – конвейер; 15 – упаковочная машина; 19 – скип; 20 – наклонная галерея; 23, 29 – грохот-бункер; 24 – барабанный магнитный сепаратор; 25 – индукционно-роликовый сепаратор; 28 – вибрационный питатель; 30 – грохот; 31 – шнековый питатель; 32 – элеватор; 33 – челюстной затвор

Рисунок 7.13 – Технологическая схема сепарации саморассыпающегося шлака рафинированного феррохрома

Шлак в литых ковшах-шлаковнях подают в отделение остывания шлака на железнодорожных платформах, а затем ковши со шлаком устанавливают на специальные стенды для остывания на воздухе. После остывания в течение 2 сут. шлак из ковша выдают в приемные решетки бункерной эстакады, где он рассыпается и проваливается через решетку в бункер. На решетке остается металлический скрап размером более 80 мм, который собирают при помощи крановых клещей и отправляют обратно в цех на переплав.

Шлак из бункеров подается на воздушную сепарацию. В отделении воздушной сепарации шлак поступает на грохот, где происходит отделение фракции от 10 до 120 мм, которая направляется в бункер крупного продукта. Шлак фракции от 0 до 10 мм поступает на воздушный сепаратор, где его разделяют на классы – 0,4 и 0,4–10 мм. Фракцию 0,4–10 мм направляют на вторичное додрабливание. Шлак фракции – 0,4 мм передается при помощи пневмотранспортера в бункера, из которых его загружают в железнодорожные вагоны и отправляют потребителям.

Переработка шлаков производства ферросилиция

Производство ферросилиция относится к бесшлаковым процессам, однако при выплавке образуется 40–100 кг шлака на 1 т сплава [49]. В шлаках ферросилиция содержится значительное количество металлической фазы (от 40 % до 60 %) в виде корольков и ковшевых остатков, а также до 15 % карбида кремния. Химический состав металла обычно соответствует марке выплавляемого сплава, а минеральная часть ИТС 26–2022 231 содержит, %: SiO₂ – 32; CaO – 18; Al₂O – 3-16; MgO – 0,8; SiC – 15. Эти шлаки успешно используются в составе раскислительных и рафинирующих смесей в сталеплавильном производстве. Шлаки богатых по кремнию марок ферросилиция применяются в шихте взамен кварцита при выплавке силикохрома и литейных чугунов, в качестве флюса при производстве углеродистого феррохрома.

Шлаки ферросилиция дробят на щековой дробилке до крупности менее 150 мм. Иногда крупные куски ферросилиция из дробленого шлака вручную выбирают на ленточном транспортере.

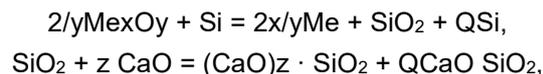
7.3.4 Производство ферросплавов металлотермическим способом

Для выплавки высоколегированных сталей (нержавеющих, жаропрочных и др.) необходимо иметь минимальное содержание углерода в ферросплавах. Для этой цели выплавляют ферросплавы с низким содержанием углерода, например: малоуглеродистый ферромарганец, безуглеродистый феррохром, металлический хром и марганец, ферросплавы с титаном, вольфрамом, ванадием и другими металлами.

Для этих ферросплавов применяют или силикотермический процесс, или алюмотермический процесс, или комбинированный алюмо-силикотермический процесс [45, 50, 59].

7.3.4.1 Силикотермический процесс

В упрощенном виде реакция силикотермического восстановления может быть представлена в следующем виде [45]:



где QSi — тепло, выделяющееся при восстановлении элемента из оксида кремнием;

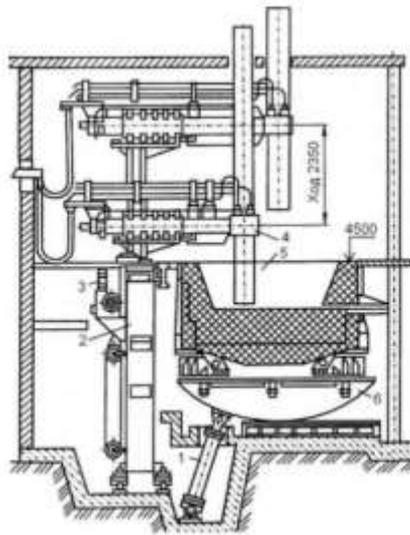
QCaO SiO₂ — тепло, выделяющееся при образовании силицида кальция.

Для увеличения степени восстановления ведущего элемента из оксидов в шихту добавляют флюс (как правило, известь – CaO), связывающий кремнезем в легкоплавкие соединения для обеспечения требуемой вязкости и жидкоподвижности шлака. Кратность шлака может составлять 1,5–2,5 и более, что также требует дополнительных затрат тепла и, следовательно, электроэнергии.

В качестве кремнистого восстановителя применяют сплавы кремния, полученные более дешевым, углеродовосстановительным способом: ферросилиций, передельные кремнистые сплавы (ферросиликохром, ферросиликомарганец) с высоким содержанием кремния. Производство ферросплавов силикотермическим способом осуществляется в рафинировочных печах небольшой мощности. Мощность рафинировочных печей по сравнению с руднотермическими печами относительно невелика и составляет 2,5–7 МВА. Отличительными особенностями рафинировочных печей являются периодический характер процесса и работа в открытом режиме. Общий вид рафинировочной печи РКО-3,5 показан на рисунке 7.14.

Для хранения подготовленных шихтовых материалов в рафинировочных цехах устанавливают бункерную эстакаду, встроенную в виде отдельного пролета. Шихта из бункерного пролета передается в печной пролет самоходной монорельсовой тележкой и подается в печные карманы бадьей с помощью мостового крана.

Основной объем силикотермического производства занимает производство металлического марганца и низкоуглеродистого феррохрома.

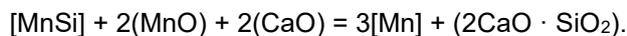


1 – механизм наклона; 2 – шахта стойки электрододержателя; 3 – механизм перемещения электродов; 4 – электрододержатель; 5 – ванна печи; 6 – опорные секторы

Рисунок 7.14 – Рафинировочная электропечь ОКБ-262 мощностью 5 МВА [46]

Производство металлического марганца

Для производства металлического марганца используют вместо марганцевой руды малофосфористый шлак. Малофосфористый шлак выплавляют в руднотермической печи с получением попутного высокофосфористого сплава. Малофосфористый шлак от руднотермических печей передают на выплавку рафинированных сплавов в стальных ковшах в жидком виде, заливают в рафинировочную печь. Туда же загружают известь и твердый силикомарганец. В процессе проплавления загруженной шихты происходит восстановление марганца из марганцевого шлака кремнием силикомарганца по реакции [46, 60]:



После окончания плавки металл и шлак из рафинировочной печи выпускают в стальной ковш, заполненный шлаком предыдущей плавки. Избыток шлака переливается из ковша в шлаковую чашу. Металл после вакуумирования разливают в металлические изложницы (поддоны). Шлак отправляют на шлакопереработку. В общем виде производство металлического марганца может быть представлено схемой, приведенной на рисунке 7.15 [48]:

- выплавка высокомарганцовистого бесфосфористого шлака;
- производство передельного силикомарганца;
- получение металлического марганца путем восстановления бесфосфористого марганцевого шлака силикомарганцем в присутствии извести.

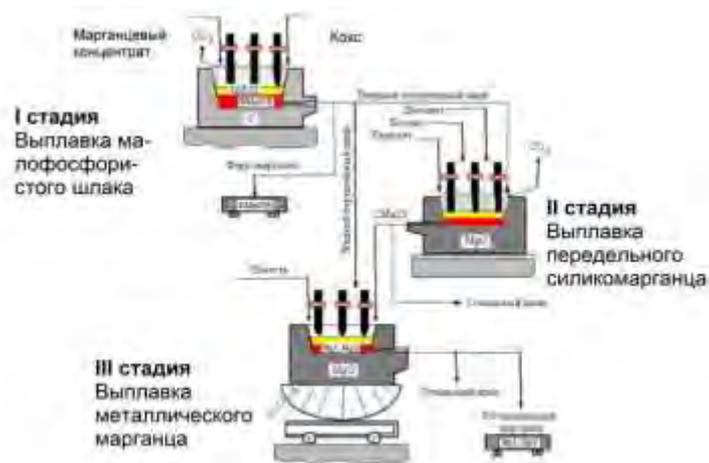
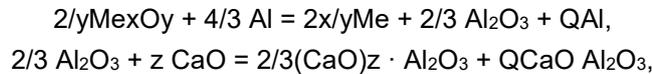


Рисунок 7.15 – Трехстадийная технологическая схема производства металлического марганца с получением на первой стадии высокоуглеродистого ферромарганца ФМн78Б и малофосфористого передельного шлака

Производство низкоуглеродистого феррохрома силикотермическим методом подобно производству металлического марганца. Отличие состоит в том, что в качестве сырья используют концентрат хромовой руды, ферросиликохром и известь.

7.3.4.2 Алюмотермический процесс

В упрощенном виде реакция алюмотермического восстановления может быть представлена в следующем виде [46, 59]:



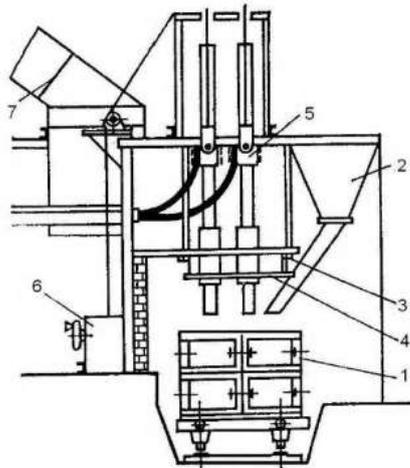
где QAl — тепло, выделяющееся при восстановлении элемента из оксида алюминием;

$QCaO Al_2O_3$ — тепло, выделяющееся при образовании алюмината кальция.

Из-за относительно высокой стоимости алюминия алюмотермический процесс применяют только для восстановления из оксидов элементов, обладающих высокой термодинамической прочностью, высокой температурой плавления, а также для получения ферросплавов с низким содержанием углерода и кремния. Рудное сырье для алюмотермического процесса обычно представляет собой либо чистый оксид элемента, либо концентрат с минимальной долей пустой породы и примесей, что обычно обуславливается высокой стоимостью элемента и необходимостью как можно более полного его восстановления и извлечения в сплав. Шихтовые материалы находятся обычно в дисперсном виде: концентрат в виде порошка, алюминий в виде порошка либо крупки.

Алюмотермический процесс осуществляют в плавильных горнах; возможно также применение предварительного расплавления шихты в дуговых электропечах или добавление в состав шихты материалов, выделяющих при взаимодействии с алюминием много тепла: аммиачная или калиевая селитра, бертолетова соль.

Агрегат для проведения алюмотермического процесса с предварительным проплавлением части шихты под электродами трехфазной печной установки приведена на рисунке 7.16 [48].



1 – плавильный горн; 2 – загрузочный бункер; 3, 4 – теплоизоляционные экраны; 5 – электрододержатели; 6 – механизм подъема электродов; 7 – вытяжной зонт

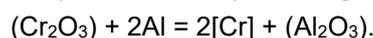
Рисунок 7.16 – Электропечной агрегат для выплавки металлического хрома с предварительным расплавлением части оксидов (плавка на блок)

Цехи алюмотермических ферросплавов и лигатур выполняются обычно двухпролетными. В шихтовом пролете располагаются склад шихтовых материалов и оборудование для подготовки шихты. В плавильном пролете на специальной площадке под вытяжными зонтами или на тележках, закрываемых в плавильные камеры, устанавливают плавильные горны или электропечи типа ДСП. В этом же пролете предусмотрены площадки для разделки и хранения готовых сплавов.

Наибольшее распространение (по объемам производства) получили технологии производства алюмотермическим способом сплавов хрома и титана.

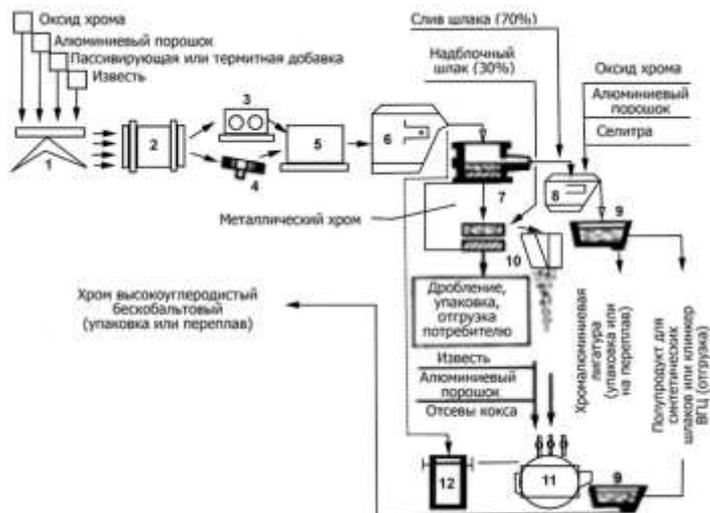
Производство металлического хрома

Восстановление хрома алюминием происходит по реакции [48]:



П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

На рисунке 7.17 приведена технологическая схема получения металлического хрома, включая переработку конечных шлаков на полупродукт для изготовления синтетических шлаков или клинкера [48, 59].



1 – весы; 2 – смеситель; 3 – пресс брикетировочный; 4 – гранулятор тарельчатый; 5 – печь сушильная; 6, 8 – горн плавильный; 7 – изложница для металла и шлака; 9 – шлаковня; 10 – дробилка для шлака; 11 – электропечь для довосстановления шлака; 12 – ковш разливочный

Рисунок 7.17 – Технологическая схема производства металлического хрома с довосстановлением шлаков и получением полупродукта или клинкера высокоглиноземистого цемента

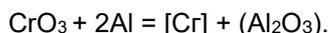
Плавку металлического хрома «на блок» ведут в разъемном чугунном горне с футеровкой в нижней части стен магнезитовым кирпичом и подиной из магнезитового кирпича. Плавку ведут на шихте, состоящей из оксида хрома технической чистоты, алюминиевого порошка и натриевой селитры. Расплав после окончания плавки выдерживается в горне в течение 6 ч, а затем горн снимают с тележки. Полученный слиток охлаждают в воде еще 4 ч, а затем подвергают дроблению.

Бихроматная технология получения хрома металлического

Шихта содержит окись хрома, порошок первичного алюминия, натрия бихромат, хромовый ангидрид, известь обожженную, гидроокись кальция, соль поваренную, концентрат плавиковошпатовый. Предварительно в смесительном барабане перемешивают гидроокись кальция и натрия бихромат. Затем загружают в смесительный барабан окись хрома, алюминий, соль поваренную, часть извести и хромовый ангидрид и перемешивают. Полученную смесь загружают в горн и поджигают. Процесс производства хрома металлического алюминотермического – внепечной, проходит самопроизвольно, без дополнительного введения тепла. По окончании проплавления основной шихты на колошник загружают оставшуюся часть извести и концентрат плавиковошпатовый. После его полного растворения и прекращения кипения, расплав сливают в изложницу. Технология обеспечивает получение высших марок хрома металлического и попутного продукта плавленного глиноземистого, имеющего средний химический состав: $Al_2O_3 - 80,8 \%$, $SiO_2 - 0,1 \%$, $MgO - 0,9 \%$, $CaO - 9,0 \%$, $Cr_2O_3 - 8,7 \%$, $FeO - 0,5 \%$.

Продукт плавленный глиноземистый используется в качестве сырья при производстве синтетических флюсов глиноземсодержащих, огнеупорных смесей и цементов.

Восстановление хрома алюминием происходит по следующим реакциям: $Cr_2O_3 + 2Al = 2[Cr] + (Al_2O_3)$;



Процесс выплавки ведется в горне, футерованном периклазовым кирпичом, с последующей разливкой металла в стальную изложницу. При выплавке «на блок» процесс выплавки ведется в изложнице, футерованной периклазовым кирпичом, без разливки расплава.

Расплав после окончания плавки выдерживается в изложнице до полного разделения металла и шлака и их кристаллизации. Полученный слиток хрома отделяют от попутного продукта глиноземистого, охлаждают в воде, разбивают, а затем подвергают дроблению, фракционированию и упаковке.

Производство феррохрома низкоуглеродистого

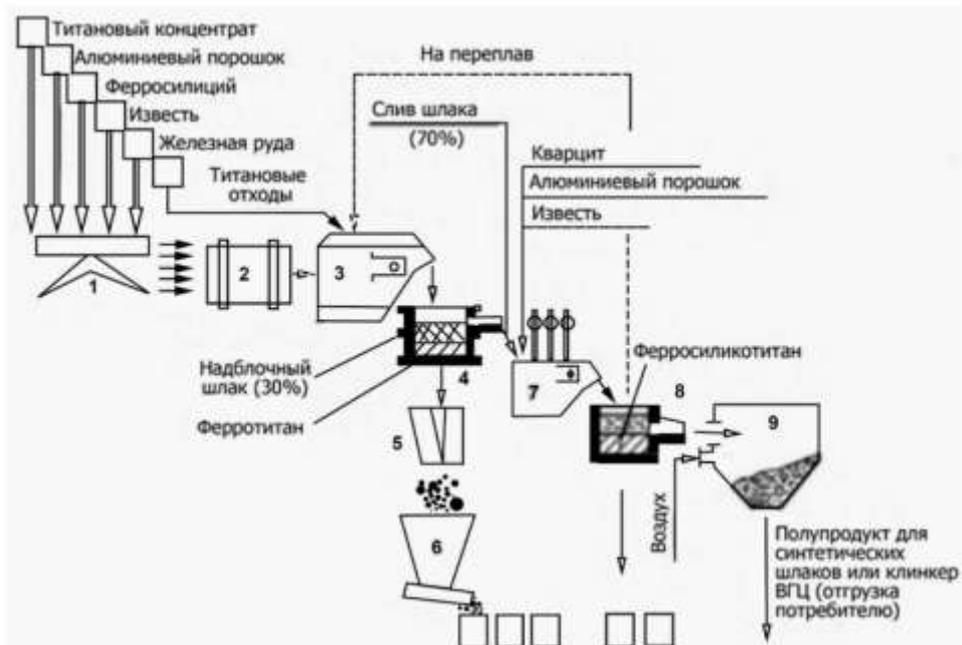
При получении феррохрома низкоуглеродистого в качестве основного хромового сырья используют предварительно прокаленный концентрат хромовый, в запальной части шихты в качестве окислителя используют бихромат натрия, в качестве восстановителя порошок первичного или вторичного алюминия, в качестве флюсующей добавки известь и соль поваренную.

В начале технологического процесса в плавильный горн загружают запальную часть шихты, после ее проплавления зажигают электрические дуги и проплавляют оксидную часть шихты, состоящую из концентрата хромового и извести, далее внепечным способом проплавляют восстановительную часть шихты. По окончании плавки делают выдержку для полного протекания восстановительных процессов, затем сливают продукт плавки в изложницу для полного разделения металла и шлака и их кристаллизации. Полученный слиток феррохрома отделяют от продукта плавки глиноземистого, охлаждают в воде, разбивают, затем подвергают дроблению, фракционированию и упаковке.

При необходимости повышения содержания хрома в сплаве в шихту дополнительно вводят окись хрома, при необходимости снижения содержания хрома в сплаве в шихту дополнительно включают лом стальной.

Производство ферротитана

Наиболее распространенная технологическая схема выплавки ферротитана приведена на рисунке 7.18.



1 – весы; 2 – смеситель; 3 – плавильный горн для выплавки ферротитана; 4 – изложница для металла и шлака; 5 – дробилка; 6 – упаковочная машина; 7 – электропечь для довосстановления шлака; 8 – копильник; 9 – установка для сухой грануляции

Рисунок 7.18 – Технологическая схема производства ферротитана с довосстановлением шлаков и получением полупродукта или клинкера высокоглиноземистого цемента [48, 59].

Основное количество ферротитана получают из ильменитовых концентратов. В качестве восстановителя для получения ферротитана используется аллюминиевый порошок, получаемый из вторичного аллюминия. В качестве флюса используют свежееобожженную известь.

Выплавляют ферротитан в разборном чугунном горне, состоящем из отдельных половин либо нескольких секций. Подготовленный горн на тележке подается в плавильную камеру, оборудованную бункерами для шихты и шнеками для ее подачи в горн, а также установкой для пылеулавливания и вентиляции.

Технологическая схема получения ферротитана 20 %-ного аналогична технологической схеме получения феррохрома низкоуглеродистого, но с использованием других видов сырья, электрического и теплового режима плавки.

При получении ферротитана 20 %-процентного в качестве основного сырья используют предварительно прокаленный ильменитовый концентрат с содержанием 59– 65 % масс. TiO_2 ,

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

предварительно выплавленный титаносодержащий продукт (54–59 % TiO_2) и продукт плавный глиноземистый от ферротитана (17–21 % TiO_2) от предыдущей выплавки, в качестве флюсующей добавки известь, в качестве восстановителя порошок первичного или вторичного алюминия и ферросилиций 65 %-ный, для создания металлической ванны лом стальной, а в качестве окислителя используют окалину железную.

Вначале в горн загружают запальную часть шихты, после ее проплавления зажигают электрические дуги и проплавляют лом стальной, а далее оксидную часть шихты, состоящую из концентрата ильменитового, титаносодержащего продукта, продукта плавного глиноземистого от ферротитана и извести, затем проплавляют внепечным способом восстановительную часть шихты, состоящую из концентрата ильменитового, алюминийевого порошка, ферросилиция и окалины железной. По окончании плавки подбирают цепи наклона горна, делают выдержку для полного протекания восстановительных процессов, затем сливают продукт плавный глиноземистый и металл в изложницу. Расплав после окончания плавки выдерживается в изложнице до полного разделения металла и шлака и их кристаллизации. Полученный слиток ферротитана отделяют от продукта плавного глиноземистого, охлаждают в воде, а затем подвергают дроблению и упаковке.

Среднестатистический химический состав получаемого ферротитана: 28–31 % Ti ; 10–13 % Al ; 4–6 % Si ; 0,1–0,3 % Cu ; 0,04–0,10 % C ; 0,06–0,07 % P . При этом получают попутный продукт плавный глиноземистый следующего химического состава: TiO_2 6–15 %; Al_2O_3 60–68 %; CaO 18–24 %; MgO 3,5–6,5 %; FeO 0,5–1,5 %; SiO_2 0,1–0,2 %.

Производство ферробора

Технологическая схема получения ферробора 20 %-ного аналогична технологической схеме получения феррохрома низкоуглеродистого, но с использованием других видов сырья, электрического и теплового режима плавки. При получении ферробора 20 %-процентного в качестве основного сырья используют борный ангидрид и борную кислоту, в качестве железосодержащего сырья используют железную окалину, в качестве восстановителя порошок первичного алюминия, в качестве флюсующих добавок известь, плавиковошпатовый концентрат и соль поваренную. Вначале в горн загружают запальную часть шихты, после ее проплавления зажигают электрические дуги и проплавляют основную часть шихты, состоящую из борного ангидрида, борной кислоты, извести, окалины железной, плавиковошпатового концентрата и соли, затем проплавляют внепечным способом восстановительную часть шихты, состоящую из алюминийевого порошка, окалины железной и извести. По окончании плавки подбирают цепи наклона горна, делают выдержку для полного протекания восстановительных процессов, а затем сливают продукт плавный глиноземистый и металл в изложницу. Расплав после окончания плавки выдерживается в изложнице до полного разделения металла и шлака и их кристаллизации. Полученный слиток ферробора отделяют от продукта плавного глиноземистого, охлаждают в воде, а затем подвергают дроблению и упаковке.

Среднестатистический химический состав получаемого ферробора: 19–22 % B ; 1,5–2,3 % Al ; 0,1–0,4 % Si ; 0,04–0,05 % Cu ; 0,01–0,04 % C ; 0,01–0,03 % P . При этом получают попутный продукт плавный глиноземистый следующего химического состава: B_2O_3 6–9 %; Al_2O_3 66–72 %; CaO 12–20 %; MgO 3–8 %; FeO 0,5–1,9 %; SiO_2 0,2–0,5 %.

Производство лигатуры никельниобиевой

Технологическая схема получения лигатуры никельниобиевой аналогична технологической схеме получения ферротитана 20 %-процентного, но с использованием других видов сырья, электрического и теплового режима плавки.

Температура плавки 1180–1350 °С.

При получении лигатуры никельниобиевой в качестве основного сырья используют технический пентаоксид ниобия и электролитический никель, в качестве восстановителя порошок первичного алюминия, в качестве флюсующих добавок известь, для увеличения кратности продукта плавного глиноземистого используется молотый плавный продукт глиноземистый от предыдущей выплавки $NiNb$.

Никельниобиевую лигатуру выплавляют в электропечи в горне, на подину которого уложена металлическая часть шихты, сначала проплавляют запальную часть шихты и на полученном расплаве зажигают электрические дуги и расплавляют никель, а затем при отключенной печи на поверхность расплава загружают основную часть шихты, состоящую из технического пентаоксида ниобия, первичного алюминийевого порошка, продукта плавного глиноземистого, селитры натриевой и извести и после этого проплавляют рафинировочную часть шихты. По окончании плавки подбирают цепи наклона горна, делают выдержку для полного протекания восстановительных процессов, а затем сливают продукт плавный глиноземистый и металл в изложницу. Расплав после окончания плавки выдерживается в изложнице до полного разделения металла и шлака и их кристаллизации. Полученный слиток лигатуры никельниобиевой отделяют от продукта плавного глиноземистого, охлаждают в воде, а затем подвергают дроблению и упаковке.

Среднестатистический химический состав выплавляемой лигатуры никельниобиевой: 39–45 % Nb; 50–53 % Ni; 1–3 % Al; 0,4–0,8 % Fe; 0,1–0,5 % Si; 0,02–0,05 % С. При этом получают попутный продукт плавильный глиноземистый следующего химического состава: Al_2O_3 65–70 %; CaO 15–25 %; MgO 2–5 %; Nb_2O_5 0,2–1,5 %, NiO 0,2–0,4 %.

7.3.4.3 Производство феррованадия (пятиоксида ванадия)

Ванадий относится к группе рассеянных элементов, несмотря на то, что содержится в земной коре в количествах, исчисляемых миллионами тонн. Тем не менее, ванадий не образует собственных минералов, встречающихся в промышленно значимых количествах. В основном ванадий в виде примеси встречается преимущественно в титаномагнетитовых рудах, а также в тяжелых нефтях, фосфоритах, бокситах, урановых рудах и др. Поэтому за редким исключением соединения ванадия выделяют как побочный продукт при производстве основной продукции, например, стали [60].

Даже будучи выведенным в соответствующий концентрат, ванадий требует дополнительной технологической переработки, он является единственным химическим элементом, применяемым для легирования стали, получение которого требует использования достаточно дорогих и сложных гидрометаллургических и химических процессов. Однако экономическая эффективность его применения окупает затраты, в частности введение его в сталь при производстве арматуры всего до 0,05–0,07 % приводит к повышению ее класса прочности с А500 до А600–А700 и позволяет применять сварные соединения без ограничений и без потери прочности по сварному шву [61].

Основная технологическая схема производства феррованадия представлена на рисунке 7.19.



Рисунок 7.19 – Принципиальная схема производства оксидов ванадия и феррованадия

Извлечение ванадия с получением оксидов ванадия

Основным сырьем для производства феррованадия являются оксиды ванадия, как индивидуальные (V_2O_5 , V_2O_3), так и смешанные, которые можно определить как продукты частичного восстановления пентоксида или частичного окисления триоксида ванадия.

При производстве феррованадия степень окисления применяемых оксидов отражается на расходе восстановителя, кратности шлака и выборе оборудования.

Основными сырьевыми источниками при производстве оксидов ванадия являются титаномагнетитовые руды и концентраты, а также конвертерные шлаки, получаемые при переработке ванадиевых чугунов дуплекс-процессом. Однако ванадий находится в этих сырьевых источниках в чрезвычайно стабильных химических соединениях, преимущественно в виде твердых растворов $V_2O_3 \cdot Fe_2O_3$ и др., шпинеллидов – $FeO \cdot V_2O_3$, $MnO \cdot V_2O_3$ и т. д. Их разрушение требует

П-ООС 17.XX-XX-XXXX

применения достаточно «жестких» химических приемов. Кроме того, необходимы процессы обработки, обладающие высокой селективностью по отношению к ванадию.

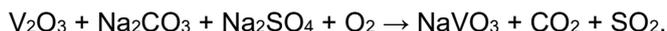
Производство оксидов ванадия из титаномагнетитовых железорудных концентратов

Извлечение ванадия гидрометаллургическим путем непосредственно из титаномагнетитовых руд возможно осуществить при наличии дисперсной (минус 15 мм) фракции руды с высоким содержанием (более 3 %) пентоксида ванадия. Во всех остальных случаях переработка титаномагнетитовых руд состоит из следующих основных переделов:

1. Мокрый размол руды (-0,1 мм) и магнитное обогащение с выделением титаномагнетитовой фракции, содержащей 2–3 % пентоксида ванадия.

2. Смешивание титаномагнетита с содой и сульфатом натрия.

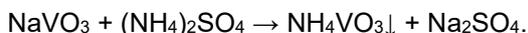
3. Обжиг полученной смеси во вращающейся печи длиной ~100 м и диаметром до 4 м при температуре 1050–1150 °С. При этом ванадий переходит в технологически извлекаемое состояние по следующей схеме:



4. Охлаждение и размол огарка.

5. Противоточное выщелачивание огарка водой и обратными растворами, отделение твердого остатка сгущением или фильтрацией, его промывка и удаление на шламовое поле.

6. Очистка раствора от взвеси и примесей кремния, добавление осадителя – раствора сульфата аммония, осаждение кристаллов метаванадата аммония (МВА) схеме:



7. Отделение МВА фильтрацией, его промывка и сушка.

8. Термическое разложение (МВА) с получением триоксида ванадия – V_2O_3



или пентоксида ванадия – V_2O_5



9. Упарка маточных растворов, выделение обратного сульфата натрия для использования при обжиге и обратного раствора сульфата аммония, используемого после укрепления твердым сульфатом аммония для осаждения ванадия.

В дальнейшем пентоксид ванадия используется для получения феррованадия.

К основным недостаткам рассмотренных процессов следует отнести:

- необходимость работы на бедном сырье, что приводит к образованию значительного количества твердых отходов (70–100 т на тонну ванадия);

- существенные энергозатраты на упаривание растворов, объем которых превышал 25 м³ /ч;

- высокое содержание диоксида серы в отходящих газах.

Производство оксидов ванадия из конвертерных шлаков дуплекс-процесса

При переработке ванадиевого чугуна дуплекс-процессом образуется шлак, содержащий до 30 % V_2O_5 [62, 63], который является наиболее ценным сырьем для переработки с получением оксидов ванадия. Отличительная особенность такого шлака состоит в значительном содержании (до 25 %) металловключений, представляющих собой застывшие выплески металла, захваченные шлаком во время продувки конвертера. Эти металлические включения имеют размеры от 0,5 до 200 мм и создают значительные трудности для измельчения шлака. Они заполняют собой межшаровое пространство мельниц, вынуждая периодически производить их остановку и переборку шаров, а также способствуют увеличению содержания в шихте дисперсного железа. Это ухудшает проведение окислительного обжига и приводит к спеканию шихты и образованию настывлей и гарнисажных колец во вращающейся печи.

Обобщенная схема извлечения ванадия из дуплекс-шлака выглядит следующим образом:

1. Измельчение шлака сухим или мокрым методом в шаровых мельницах с удалением металловключений.

2. Смешение молотого шлака с реакционной добавкой – содой 7–16 % или известняком – 10 %.

3. Окислительный обжиг шихты во вращающейся печи длиной от 45 м и диаметром от 3 м при температуре 780–820 °С в случае применения соды и 820–850 °С в случае известняка.

4. Охлаждение и измельчение огарка.

5. Выщелачивание огарка водой (при содержании соды 16 %), водой и серной кислотой (при содержании соды 7–8 %) или серной кислотой при использовании известняка. При этом протекают следующие процессы:



Твердый остаток промывают водой и складывают.

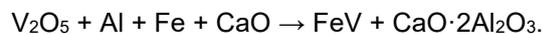
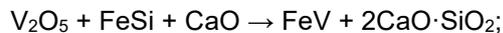
6. Осаждение ванадия из раствора. При этом в зависимости от применяемых дополнительных реагентов может образовываться поливанадат аммония $(\text{NH}_4)_2\text{V}_6\text{O}_{16} \cdot \text{H}_2\text{O}$ или поливанадат магния-марганца $(0,5\text{Mg} \cdot 0,5\text{Mn})\text{V}_6\text{O}_{16} \cdot \text{H}_2\text{O}$. Осадки отделяют от маточных растворов и промывают водой.

7. Поливанадат аммония прокаливают в восстановительной атмосфере и получают триоксид ванадия, а в окислительной атмосфере – пентоксид ванадия. Поливанадаты магния-марганца плавят в подовой печи и охлаждают струю расплава на водоохлаждаемом вращающемся столе, получая пластины буро-фиолетового цвета. Порошкообразный пентоксид ванадия также часто переплавляют для получения компактного непылящего материала.

8. Маточные растворы после осаждения ванадия подвергают очистке от солей марганца и хрома (VI), а затем отводят в водные бассейны (при обжиге с содой) или используют в технологическом обороте (при обжиге с известняком).

Производство феррованадия с использованием различных оксидов ванадия

Металлический ванадий обладает высокой температурой плавления (1910 °С), легко окисляется при повышенных температурах и имеет более низкую плотность в сравнении с железом – 5,49 г/см³ (против 7,85), а также высокую стоимость. Это делает его малопригодным материалом для легирования стали. Основным видом ванадийсодержащего легирующего материала является феррованадий – сплав ванадия и железа. Его получают восстановлением оксидов ванадия в присутствии железа. В качестве восстановителей могут применяться кремний, сплавы на его основе и алюминий, протекающие при этом процессы можно схематически описать следующим образом:



В зависимости от термичности выбранного состава шихты, вида оксида ванадия и восстановителя, а также особенности технологического процесса производство феррованадия может быть организовано по двум путям – тигельный процесс или электропечной.

Особенности организации тигельного процесса

Тигельный процесс возможен в случае применения пентоксида ванадия или его смеси с небольшим (до 25 %) количеством триоксида ванадия. Тигельный процесс организован следующим образом:

1. Загрузка в смеситель компонентов шихты – оборотных ванадийсодержащих отходов, стальной высечки или отходов метизов, пентоксида ванадия, триоксида ванадия, извести и алюминиевой крупки в выбранном соотношении. После перемешивания шихту пересыпают в саморазгружающуюся бадью. Массу шихты выбирают в зависимости от емкости тигля.

2. Шихту подают в стальной тигель, футерованный периклазовым кирпичом или оборотным глиноземистым шлаком.

3. Заполненный тигель перемещают в запальную камеру, погружают в шихту электрозапал, закрывают камеру и зажигают запал, а от него – всю массу шихты.

4. После прекращения горения шихты тигель выдерживают в запальной камере 30 мин. до затвердения металла, после чего тигель перемещают в зону охлаждения не менее чем на 12 ч.

5. Остывший тигель разбирают, отделяют шлаковый слиток и слиток металла, металл охлаждают в ванне с водой; при необходимости зачищают поверхность и дробят на щековой дробилке до требуемого размера кусков. Дробленый феррованадий упаковывают в биг-бэги или стальные барабаны.

6. Шлаковый слиток дробят на щековой дробилке до фракции минус 50 мм и упаковывают в биг-бэги.

7. На остывшем тигле ремонтируют футеровку и готовят к следующей плавке.

В том случае, если термичность шихты недостаточна для самостоятельного протекания процесса по причине большого количества оборотных отходов или значительной доли трехоксида ванадия в шихте, применяют дополнительный ее разогрев с помощью электрической дуги. Как правило, такой процесс проводят в электродуговых печах типа ДСП-3 или ДСП-6 или их модификациях.

Применение электродуговых печей различной конструкции позволяет использовать при выплавке феррованадия в качестве сырья не только низкоэнергетические восстановители типа углерода и ферросилиция, но и значительное количество возвратных отходов. Также становится возможным перерабатывать исключительно триоксид ванадия, что приводит к экономии до 40 % восстановителя и соответственному снижению кратности шлака.

Производство феррованадия в электродуговой печи включает следующие основные этапы:

Для одностадийного процесса:

1. Приготовление шихты путем смешения оборотных отходов, стальной высечки, оксида ванадия, алюминиевой крупки и извести.

2. Загрузка полученной шихты в электродуговую печь, расплавление ее при помощи электрической дуги.

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

3. Выпуск содержимого печи в стальную изложницу, футерованную графитовыми плитами.

4. Перемещение изложницы на площадку охлаждения, по остывании разделка металлошлакового слитка, выделенный металл отправляют на дробление и упаковку, а шлак дробят и упаковывают в биг-бэги.

Применяется технология, по которой расплав оставляют охлаждаться в ванне печи с удаленными электродами, после охлаждения расплава ванну разбирают, отделяя донную часть, в которой находится слиток феррованадия. Из корпуса выбивают шлаковый слиток, ремонтируют футеровку корпуса и дна, собирают печь и проводят новую плавку.

Для двух-трех стадийного процесса:

1. Загрузка компонентов шихты в смеситель с таким расчетом, чтобы она содержала максимальное количество относительно бедных отходов и оборотных материалов, а количество восстановителя берется таким избытком, чтобы в получившемся металле содержалось 8–10 % кремния или алюминия.

2. Загрузка шихты в печь и проплавление ее.

3. Скачивание шлака в шлаковую чашу с сохранением металла в печи.

4. Загрузка в печь новой партии шихты, содержащей меньшее количество восстановителя из такого расчета, чтобы в конечном металле содержалось до 5 % алюминия или кремния.

5. Проплавление шихты и скачивание шлака в шлаковню. Металл сохраняется в печи.

6. Загрузка на жидкий металл рафинировочной смеси, состоящей из извести и пентоксида ванадия, перемешивание содержимого ванны. После окончания процесса рафинировочный шлак скачивают в специальную емкость, а металл сливают в стальную изложницу.

7. После охлаждения слитка металла его выбивают из изложницы, зачищают и отправляют на дробление и упаковку, остывший рафинировочный шлак используют в качестве компонента шихты первого периода плавки.

7.4 Основное природоохранное оборудование

Для снижения негативного воздействия на окружающую среду процесса производства ферросплавов на технологических участках (отделениях) устанавливается природоохранное оборудование: - газоочистное и аспирационное оборудование, обеспечивающее необходимый уровень очистки технологических газов и аспирационного воздуха от содержащихся в них загрязняющих веществ перед отводом газов (воздуха) в атмосферу и/или возвратом обратно в рабочую зону; - водоочистные сооружения, обеспечивающие очистку загрязненных промышленных сточных вод. Комплексы водоочистных сооружений независимо от их производительности и типа включают: реагентное хозяйство со смесителем, камеры реакции (хлопьеобразование), горизонтальные отстойники или осветлители, фильтры, резервуары для чистой воды, насосная станция II подъема и т. д.

7.5 Факторы воздействия на окружающую среду при производстве ферросплавов

Производство ферросплавов по всей технологической цепочке сопровождается воздействием на атмосферу, воздух рабочей зоны цехов, поверхностные и подземные воды, образованием отходов производства и потребления.

7.5.1 Выбросы загрязняющих веществ в атмосферный воздух

При производстве ферросплавов имеют место выбросы в атмосферу загрязняющих веществ: взвешенные вещества состава*: MnO , Cr_2O_3 , CrO_3 , SiO_2 , Al_2O_3 , FeO , CaO , MgO , C , CaF_2 , TiO_2 , MoO_2 , B , Nb и т. д.; газовые компоненты – оксиды азота (NO_x), оксиды углерода (CO , CO_2), диоксид серы (SO_2), а также физические факторы – тепловое излучение, шум, вибрация, электромагнитное излучение.

*Состав взвешенных веществ определяется видом выплавляемого ферросплава и способом производства ферросплава и контролируется выборочно по ведущему компоненту сплава.

Ферросплавные электропечи – источники пылегазовых выделений, количество и состав которых зависят от состава ферросплава, технологии выплавки ферросплавов и конструкции ферросплавных печей (см. таблицу 7.7).

Образующиеся колошниковые газы содержат 700–90 % оксида углерода и других газообразных оксидов (SO_2 , NO_x), значительное количество мелкодисперсной пыли, в незначительных концентрациях возможно присутствие HF , полиароматических углеводородов (ПАУ), летучих органических соединений (ЛОС) и тяжелых металлов [64]. Образование ПХДД/Ф в зоне горения и в зоне охлаждения газоочистки (вторичный синтез) вероятно для полуоткрытых печей. В производстве ферромolibдена в качестве флюса может применяться плавиковый шпат CaF_2 , что может приводить к эмиссии фторидов в количестве 150–260 мг/м³

Таблица 7.7 – Выбросы в воздух при производстве ферросплавов, кг/т

Вещество	Ферросплав				
	Феррохром		Ферросилиций		Ферромolibден
	[130]	По данным анкетирования в 2017 г.	[130]	По данным анкетирования в 2017 г.	По данным анкетирования в 2017 г.
SO ₂	0,2		0,5-9	1,326-4,26	64,96-86,5
CO	не изм.	0,93-1,068	14-24	2,16-9,78	93,7-135,6
NO ₂	0,5-1,5*	1,4-1,763	6-7*	0,77-14,322	2,2-3,53
NO		0,23-0,286		0,125-6,552	0,3-0,5
ПХДД/Ф	<0,1 нг/нм ³	н.д.	40 нг/т	н.д.	н.д.
ПАУ	не изм.	н.д.	0,0015	н.д.	н.д.
ЛОС	не изм.	н.д.	0,045	н.д.	н.д.
Пыль 20-70 % SiO ₂		н.д.		н.д.	3,7-8,6
Пыль > 70 % SiO ₂		н.д.		0,17-7,5	н.д.
Взвеш. вещества		0,954-1,031		н.д.	н.д.
Сг		0,039		н.д.	н.д.

н. д. – нет данных. * Сумма NO_x

В 2021 г. результате анкетирования предприятий Российской Федерации, осуществляющих производство ферросплавов, были собраны данные по выбросам загрязняющих (маркерных) веществ в атмосферный воздух. Удельные величины выбросов приведены на основании данных форм федерального статистического наблюдения № 2-ТП (воздух), а также на основании данных инвентаризации стационарных источников и выбросов загрязняющих веществ в атмосферный воздух (таблица 7.8.).

Таблица 7.8 – Удельные выбросы загрязняющих (маркерных) веществ при производстве ферросплавов (по результатам анкетирования в 2021 г.)

Производственный процесс	Наименование загрязняющего (маркерного) вещества	Единица измерения	Диапазон (величина)	
			Форма №2-ТП (воздух)	Инвентаризация выбросов ЗВ
Производство ферросилиция углетермическим методом в руднотермических печах				
Подготовка шихтовых материалов (усреднение состава шихты, сушка, предварительный подогрев и прокатка, обеспечение газопроницаемости шихты), подготовка кусковых руд, подготовка восстановителя, подача и загрузка шихты в печь, восстановительная плавка в руднотермической печи, дробление, сортировка, упаковка ферросплавов, обработка шлаков ферросплавного производства, установки газо- и водоочистки	Азота диоксид	кг/т ферросплав	5,1-6,5	5,2-12,5
	Азота оксид	кг/т ферросплав	0,6-3,0	1,3-5,7
	Углерода оксид	кг/т ферросплав	5,8-15,1	9,0-15,0
	Серы диоксид	кг/т ферросплав	2,4-7,7	3,9-5,3
	Взвешенные вещества*	кг/т ферросплав	3,8-4,9	5,0-7,4
Производство феррохрома углеродистого углетермическим методом в руднотермических печах				
Подготовка шихтовых материалов (усреднение состава шихты, сушка, предварительный подогрев и прокатка, обеспечение газопроницаемости шихты), подготовка кусковых руд, восстановителя, подача и загрузка шихты в печь, восстановительная плавка в руднотермической печи, дробление, сортировка, упаковка ферросплавов, обработка шлаков ферросплавного производства, установки газо- и водоочистки)	Азота диоксид	кг/т ферросплав	3,1-3,16	2,96-3,1
	Азота оксид	кг/т ферросплав	0,505-0,51	0,505-0,75
	Углерода оксид	кг/т ферросплав	13,13-18,24	15,9-16,6
	Серы диоксид	кг/т ферросплав	0,046-0,25	0,082-0,30
	Взвешенные вещества ¹	кг/т ферросплав	2,43-3,09	2,73-3,04
Производство хрома алюмотермическим методом внепечным способом в горне				
Подготовка шихтовых материалов, подготовка восстановителя, подача и загрузка шихты в горн, восстановительная плавка, дробление, сортировка, упаковка ферросплавов, обработка попутного продукта плавленного глиноземистого от производства хрома, установки газоочистки	Азота диоксид	кг/т	0,04	0,04
	Углерода оксид	кг/т	0,10	0,11
	Взвешенные вещества*	кг/т	0,45	0,45

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

Продолжение таблицы 7.8

Производственный процесс	Наименование загрязняющего (маркерного) вещества	Единица измерения	Диапазон (величина)	
			Форма №2-ТП (воздух)	Инвентаризация выбросов ЗВ
Производство ферросиликомарганца углетермическим методом в руднотермических печах				
Подготовка шихтовых материалов (усреднение состава шихты, сушка шихты, предварительный подогрев и прокалка шихты, обеспечение газопроницаемости шихты), подготовка кусковых руд, подготовка восстановителя, подача и загрузка шихты в печь, восстановительная плавка в руднотермической печи, дробление, сортировка, упаковка ферросплавов, обработка шлаков ферросплавного производства, установки газо- и водоочистки)	Азота диоксид	кг/т ферросплава	1,43	3,0
	Азота оксид	кг/т ферросплава	0,23	0,38
	Углерода оксид	кг/т ферросплава	5,71	7,15
	Серы диоксид	кг/т ферросплава	0,1	0,32
	Взвешенные вещества*	кг/т ферросплава	0,38	1,46
Производство ферромolibдена алюмотермическим методом				
Подготовка шихтовых материалов, подготовка кусковых руд, подготовка восстановителя, подача и загрузка шихты в печь, восстановительная плавка, дробление, сортировка, упаковка ферросплавов, обработка шлаков ферросплавного производства, установки газо- и водоочистки	Азота диоксид	кг/т ферросплава	2,82	2,16
	Азота оксид	кг/т ферросплава	0	0,35
	Углерода оксид	кг/т ферросплава	56,6	96,0
	Серы диоксид	кг/т ферросплава	104,9	86,0
	Взвешенные вещества*	кг/т ферросплава	1,07	1,19
Производство феррованадия алюмотермическим методом электропечным способом				
Дозирование и перемешивание шихты (мелкая и хрупкая шихта (40 % <5 мм, 100 % <100 мм), засыпка в бадью, подача и периодическая досыпка шихты в печь, засыпка рафинировочной шихты, выплавка металла, охлаждение слитка металла, зачистка слитка, предварительное дробление, дробление до товарной фракции, установки газо- и водоочистки	Азота диоксид	кг/т ферросплава	8,8	10,7
	Азота оксид	кг/т ферросплава	1,5	1,7
	Углерода оксид (для алюмотермического процесса)	кг/т ферросплава	2,2	2,5
	Взвешенные вещества ¹	кг/т ферросплава	11,1	17,4
Производство феррованадия силикотермическим методом				
Подготовка шихтовых материалов, подготовка кусковых руд, подготовка восстановителя, подача и загрузка шихты в печь, восстановительная плавка в рафинировочной печи, дробление, сортировка, упаковка ферросплавов, обработка шлаков ферросплавного производства, установки газо- и водоочистки	Азота диоксид	кг/т ферросплава	1,8	3,1
	Азота оксид	кг/т ферросплава	0,37	0,55
	Углерода оксид	кг/т ферросплава	5,8	7,2
	Взвешенные вещества*	кг/т ферросплава	245,7	28,0
Производство ферротитана 20-процентного алюмотермическим методом электропечным способом в печи-горне				
Подготовка шихтовых материалов, подготовка восстановителя, подача и загрузка шихты в печь-горн, проплавление оксидной части шихты под электрическими дугами, восстановительная внепечная плавка в печи-горне, дробление, сортировка, упаковка ферросплавов, обработка попутных продуктов плавленных глиноземистых, установки газо- и водоочистки	Азота диоксид	кг/т ферросплава	1,01	1,02
	Азота оксид	кг/т ферросплава	0,003	0,002
	Углерода оксид	кг/т ферросплава	0,65	0,65
	Взвешенные вещества*	кг/т ферросплава	5,3	8,4

Окончание таблицы 7.8

Производственный процесс	Наименование загрязняющего (маркерного) вещества	Единица измерения	Диапазон (величина)	
			Форма №2-ТП (воздух)	Инвентаризация выбросов ЗВ
Производство оксидов ванадия из шлака дуплекс процесса				
Измельчение шлака, смешение молотого шлака с реакционной добавкой, помол шихты, окислительный обжиг шихты во вращающейся печи, охлаждение и измельчение обожженной шихты (огарка), выщелачивание огарка водой/сернокислотное выщелачивание, осаждение ванадия из раствора, прокаливание поливанадата аммония в восстановительной атмосфере с получением триоксида ванадия, а в окислительной атмосфере – пентоксида ванадия, фильтрация пульпы, термогидролиз, выплавление пентоксида ванадия в циклонных печах, плавление поливанадатов магния-марганца в подовой печи, охлаждение струи расплава на водоохлаждаемом вращающемся столе, переплавка порошкообразного пентоксида ванадия, очистка маточных растворов, установки газо- и водоочистки)	Азота диоксид	кг/т оксида ванадия	2,44	2,45
	Азота оксид	кг/т оксида ванадия	0,47	0,49
	Углерода оксид	кг/т оксида ванадия	0,77	0,80
	Взвешенные вещества*	кг/т оксида ванадия	6,77	7,13
Производство ферробора алюмотермическим методом электропечным способом в печи-горне				
Подготовка шихтовых материалов, подготовка восстановителя, подача и загрузка шихты в печь-горн, проплавление железо- и борсодержащей части шихты под электрическими дугами, рафинировочная внепечная плавка в печи-горне, дробление, сортировка, упаковка ферросплавов, обработка попутных продуктов плавленных глиноземистых, установки газо- и водоочистки	Азота диоксид	кг/т ферросплава	1,3	1,3
	Углерода оксид	кг/т ферросплава	0,91	0,79
	Взвешенные вещества*	кг/т ферросплава	2,7	2,7
Производство феррохрома низкоуглеродистого алюмотермическим методом электропечным способом в печи-горне				
Подготовка шихтовых материалов, подготовка восстановителя, подача и загрузка шихты в печь-горн, проплавление оксидной части шихты под электрическими дугами, восстановительная внепечная плавка в печи-горне, дробление, сортировка, упаковка феррохрома, обработка попутного продукта плавленного глиноземистого, установки газо- и водоочистки	Азота диоксид	кг/т ферросплава	0,84	0,85
	Азота оксид	кг/т ферросплава	0,019	0,017
	Углерода оксид	кг/т ферросплава	1,03	1,07
	Серы диоксид	кг/т ферросплава	0,091	0,094
	Взвешенные вещества*	кг/т ферросплава	7,0	10,4
Производство лигатуры никельниобиевой алюмотермическим методом электропечным способом в печи-горне				
Подготовка шихтовых материалов, подготовка восстановителя, подготовка металлодобавок и загрузка на подину печи-горна, проплавление металлической части шихты под электрическими дугами, подача и загрузка шихты, восстановительная внепечная плавка в печи-горне, дробление, сортировка, упаковка лигатуры, обработка попутного продукта плавленного глиноземистого, установки газо- и водоочистки	Азота диоксид	кг/т	0,65	0,66
	Углерода оксид	кг/т	0,40	0,40
	Взвешенные вещества*	кг/т	2,17	2,19
	Взвешенные вещества*	кг/т	6,64	6,64
* К взвешенным веществам относятся все твердые вещества в составе выброса, включая «Пыль неорганическая с содержанием кремния менее 20, 20–70, а также более 70 процентов».				

Источниками загрязнения воздуха являются также печи для сушки и обжига шихтовых материалов.

Пыль, выделяющаяся при производстве различных ферросплавов, состоит из SiO_2 , CaO , MgO , Al_2O_3 , $\text{FeO} + \text{Fe}_2\text{O}_3$, Cr_2O_3 и других компонентов, содержание которых зависит от типа сплава и состава шихты. Так, при получении ферросилиция основным компонентом пылей является диоксид кремния, силикокальция – оксиды кремния и кальция. Для марганцевых ферросплавов характерно наличие в пыли оксидов марганца, для хромистых ферросплавов – оксидов хрома.

Повышенное пылевыведение при производстве ферросплавов вызвано технологическими операциями с сыпучими шихтовыми компонентами. Так, при производстве феррованадия алюмотермическим методом электропечным способом, шихта готовится путем смешивания компонентов в необходимой пропорции. Фракция алюминия, которые используются для восстановления, 0–5 мм (40 %); 0–100 мм (100 %).

После дозирования компонентов шихта усредняется путем интенсивного перемешивания, а затем высыпается в загрузочную бадью. Подача в печь осуществляется в 3 этапа, на каждом этапе шихта из бадьи через желоб засыпается в печь, при этом газоочистка постоянно функционирует для улавливания выделяющейся при засыпке пыли.

Загрязняющие вещества содержатся также в возгонах. Так, при производстве ферровольфрама, помимо основных пылевых выбросов оксидов кремния, кальция, марганца, железа и вольфрама, в возгонах содержатся свинец, висмут, медь, мышьяк, цинк, фосфор, сера, оксиды магния, алюминия [65].

В связи с тем, что в состав отходящих газов входит много различных химических соединений, очистка их связана с большими затратами. Стоимость системы очистки газов закрытой печи составляет 10 % от стоимости всей печной установки, для открытой печи стоимость возрастает до 90 %.

Газы, отходящие от открытых печей, улавливают с помощью зонта, расположенного над печью. При этом вместе с газами под зонт всасывается воздух и происходит сгорание составляющих газа при смешивании их с кислородом воздуха. Образуются большие объемы (до 400 тыс. $\text{м}^3/\text{ч}$) газовой смеси с температурой до 500 °С и содержанием пыли 1–3 $\text{г}/\text{м}^3$. Очистку газов от открытых ферросплавных печей осуществляют в тканевых фильтрах, скоростных пылеуловителях с трубами Вентури и электрофильтрах. Конструкции пылегазоочистных сооружений для улавливания токсичных марганцевых пылей в составе отходящих газов открытых печей, производящих высокоуглеродистый ферромарганец и силикомарганец, обеспечивают сухую очистку газа с применением рукавных фильтров до уровня остаточной запыленности менее 10 $\text{мг}/\text{м}^3$ при содержании пыли перед рукавными фильтрами 1,15 $\text{г}/\text{м}^3$, (эффективность 99 %) [66].

Основным компонентом отходящих газов из закрытой печи является СО (70– 90 %); большее содержание СО соответствует выплавке кремнистых сплавов, меньшее – выплавке углеродистого феррохрома. Кроме того, в газе содержатся, %: 2– 19 CO_2 , 2–11 H_2 , 0,3–5,0 CH_4 , 0,1–4,0 N_2 , 0,2–2,0 O_2 . Горючую часть газа составляют СО, H_2 и CH_4 , в небольшом количестве имеются SO_2 , H_2S и другие компоненты, приводящие к коррозии газового тракта, аппаратов пыле- и газоочистки и шламового хозяйства.

Температура неразбавленного газа может быть от 400 °С до 1150 °С [18]. Запыленность газа составляет 15–40 $\text{г}/\text{м}^3$, причем 98 % частиц пыли имеют размер < 10 $\mu\text{м}$ и 65–80 % – <5 $\mu\text{м}$. Основная масса газа (до 85 %) выводится на очистку, в цех попадает небольшая его часть, которая удаляется через фонарь.

Для очистки отходящих газов закрытых печей применяются мокрые (скрубберы Вентури) и сухие способы (рукавные фильтры с использованием тканей повышенной термостойкости, которые обеспечивают конечную запыленность отводимого газа менее 10 $\text{мг}/\text{м}^3$. Электрофильтры применяют реже, так как удельное электрическое сопротивление сухой пыли составляет более 1011 Ом·см. Метод сухой очистки позволяет вернуть в производство пыль, уносимую газами из ферросплавных печей.

Однако сухой способ имеет ряд недостатков: низкую стойкость тканевых фильтров, высокие эксплуатационные и капитальные расходы. Для повышения эффективности очистки и снижения эксплуатационных затрат целесообразны слоевые зернистые фильтры, в которых запыленные газы проходят через слой шихтовых материалов, используемых при производстве данного сплава; применение новых высокотемпературных материалов (металлоткани, графитовые ткани и др.).

Преимущество мокрой газоочистки состоит в том, что колошниковый газ в контакте с водой сразу охлаждается, однако это требует создания локального оборотного цикла.

Газы, отходящие от закрытой ферросплавной печи, после очистки можно использовать как топливо и как сырье для химической промышленности. Газы, отходящие от открытых печей, выбрасываются в атмосферу с предварительным дожиганием до CO_2 .

7.5.2 Сточные воды

Водоснабжение потребителей технической водой осуществляется по водооборотным системам:

- система водоснабжения технологических агрегатов плавильного цеха;
- система водоснабжения технологических агрегатов разливки ферросплавов;
- система водоснабжения мокрых газоочисток, закрытых и герметизированных руднотермических печей.

Сточные воды ферросплавного производства образуются при очистке газов, разливке и грануляции ферросплавов, производстве углеродной массы. Стоки характеризуются наличием взвешенных частиц, обладают щелочной реакцией, содержат цианиды и роданиды (стоки от газоочистки электропечей при выплавке ферросплавов), в увеличенном количестве сухой остаток и фенолы (стоки цеха электродных масс), марганец, фтор (стоки флюсоплавильного производства), хром, мышьяк, ванадий, никель и др. [66]. Сточные воды загрязняются мельчайшими ферромагнитными взвесями. Примерно 70 % частиц, содержащихся в сточных водах газоочисток электропечей, характеризуется крупностью <10 мкм, поэтому такая взвесь очень трудно осаждается.

В ферросплавном производстве используется оборотное водоснабжение (85 % всей используемой воды находится в обороте): при этом в оборот включается и грязная вода от промывки газа, она используется после осветления в горизонтальных, радиальных отстойниках или в сгустителе. Гидравлическая нагрузка на 1 м² поверхности отстойника не превышает 0,6 м³/ч, применение магнитной коагуляции способствует увеличению удельной нагрузки на 1–1,2 м³/(ч·м²) [18]. Наряду с магнитным полем, вводят добавки флокулянтов (полиакриламид).

7.5.3 Отходы и побочные продукты

Количество и состав отходов и побочных продуктов, образующихся в процессе производства ферросплавов, зависят от используемого сырья.

В процессе производства ферросплавов образуются отходы и побочные продукты:

- отсеvy угля и кокса;
- отсеvy руды;
- пыль шихтовых материалов;
- пыль сухих газоочисток; - шламы мокрых газоочисток; - лом стальной; - отходы от самоспекающихся электродов;
- отходы футеровки ковшей;
- отходы футеровки ферросплавных печей;

Уловленная при сухой очистке газа, отходящего от ферросплавных печей, пыль содержит цветные металлы, входящие в состав компонентов шихты для производства ферросплавов (с высокой стоимостью ведущего компонента – феррованадия, ферромolibдена, феррониобия), поэтому пыли и шламы (после обезвоживания) подвергаются рециклингу.

Пыль кремнистых сплавов используют в производстве огнеупоров, стройматериалов, бетонов, для нанесения защитных покрытий на поверхность изложниц, в качестве теплоизолирующего материала и т. д.

Текущие шлаки производства ферросплавов после дробления и фракционирования применяют в дорожном строительстве.

Одним из направлений переработки вторичных минеральных ресурсов является производство синтетических продуктов плавеных и флюсов глиноземсодержащих в руднотермических печах с довосстановлением оксидов металлов из продуктов плавеных глиноземистых углеродом, содержащимся в углеродистых восстановителях (коксовая мелочь, полукокс, углеродистые восстановители агломерационные и т. д.). Для получения заданного химического состава, понижения температуры плавления и вязкости расплава продукта глиноземсодержащего, в шихту добавляют известь.

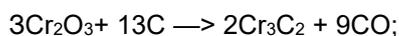
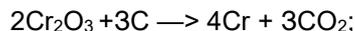
Продукты плавеные глиноземистые находят свое применение в производстве клинкера высокоглиноземистого, используемого для изготовления огнеупорного цемента, хромистого полупродукта и флюсов глиноземсодержащих, применяемые для получения легкоплавких синтетических продуктов плавеных глиноземистых, используемых при внепечной обработке стали. Высокие жаростойкие свойства продуктов плавеных глиноземистых от выплавки металлического хрома и ферротитана, позволяют использовать их в качестве заполнителей жаростойких бетонов. На основе высокоглиноземистого вяжущего, полученного из продукта плавенного глиноземистого от алюминотермической выплавки низкоуглеродистого феррохрома, разработаны тяжелые жаростойкие бетоны.

Получение продуктов плавеных и флюсов глиноземсодержащих основано на расплавлении в электропечи продуктов плавеных глиноземистых (ППГ), полученных при выплавке хрома металлического, феррохрома низкоуглеродистого, ферротитана, глиноземистых концентратов и извести обожженной с последующим восстановлением хрома из оксидов хрома, содержащихся в

П-ООС 17.XX-XX-XXXX

ППГ, углеродом. Попутной продукцией при получении продуктов плавящихся глиноземсодержащих является хром углеродистый.

Допускается при получении ФГ замещение части ППГ от выплавки хрома металлического ППГ от выплавки феррохрома низкоуглеродистого и лигатур. Основные химические реакции, протекающие при получении продуктов плавящихся и флюсов глиноземсодержащих:



- углетермическое восстановление хрома из оксидов хрома с последующим образованием карбидов хрома идет по схеме:



- образование TiC происходит при температурах почти на 1000 °С ниже, чем Ti металлического:



Вторичные энергетические ресурсы

В составе отходящих газов закрытых ферросплавных печей преобладает оксид углерода (70–90 %), по этой причине газ ферросплавных печей является вторичным энергетическим ресурсом. Выход ферросплавного газа варьирует в пределах от 300 до 1350 м³ / т сплава.

Очищенный колошниковый газ закрытых ферросплавных печей является высококалорийным топливом с теплотворной способностью 9250–10500 кДж/м³ и ИТС 26–2022 362 используется при отоплении котлов, в печах обжига извести, а также в трубчатых печах для предварительного нагрева шихты.

Вредные производственные факторы

При производстве ферросплавов производственными факторами являются:

- повышенное напряжение
- повышенный уровень инфракрасной радиации;
- повышенный уровень шума на рабочем месте;
- повышенная или пониженная температура воздуха рабочей зоны;
- повышенная температура расплавов, поверхности оборудования, материалов;
- расположение рабочего места на значительной высоте относительно поверхности пола;
- повышенная запыленность и загазованность рабочей зоны.

Допускаемые санитарными нормами уровни и концентрации вредных факторов:

- предельно допустимая концентрация (ПДК) неорганической пыли – 6 мг/м³;
- уровень производственного шума – 80 дБ; - ПДК окиси углерода – 20 мг/м³;
- уровень инфракрасного излучения – 140 Вт/м².

7.6 Наилучшие доступные технические методы производства ферросплавов

НДТМ 7.6.1 Производство ферросплавов углетермическим методом в руднотермических печах

НДТМ 7.6.1 состоит во внедрении и последовательном совершенствовании технологии производства ферросплавов в руднотермических печах.

НДТМ 7.6.1 относится к производству ферросплавов приведенных в таблице 7.9.

Таблица 7.9 – Производство ферросплавов в руднотермических печах

Наименование ферросплава	Тип печи
Углеродистый ферромарганец (Mn не менее 75 %, C <7 %)	Руднотермическая электропечь
Ферросиликомарганец (Mn не менее 60 %, в товарном силикомарганце, Si до 25,9 %, в передельном не менее 26,0 %)	Руднотермическая электропечь
Углеродистый феррохром (Cr не менее 65 %, 6,5–8 % C)	Руднотермическая электропечь
Ферросиликохром (Si не менее 30–50 %, 20–30 % Cr)	Руднотермическая электропечь
Ферросилиций (содержание кремния 45, 65, 75 и 90 %)	Руднотермическая электропечь
Кремний кристаллический (кремния до 98 %)	Руднотермическая электропечь
Силикокальций (Ca – 30 %, Si ~60 %)	Руднотермическая электропечь
Ферросиликоалюминий (Al % – 15–20 %, 35–45 % Si)	Руднотермическая электропечь

Совершенствование технологии производства ферросплавов в руднотермических печах позволяет сократить расходы электроэнергии и сырьевых материалов, снизить себестоимость производства, снизить эмиссии и образование отходов, для чего используются методы, приведенные в таблице 7.10.

Таблица 7.10 – Описание НДТМ 7.6.1

№	Метод / оборудование НДТ	Примечание
1)	Применение полива углеродистых и пылящих шихтовых материалов в складе шихты в летний период	Актуально для складов шихтовых материалов закрытого типа
2)	Применение аспирационных установок на базе рукавных фильтров для подготовки шихтовых материалов, транспортировки, дозировки, загрузки шихты в печь, дробления и фракционирования ферросплава	Требует наличия сжатого воздуха на предприятии, или применения локальных установок сжатого воздуха
3)	Применение полузакрытых руднотермических печей	Низкие потери электроэнергии с индукционным нагревом сводов. Высокий уровень сбора печных газов. Высокая стойкость оборудования. Ограничено планировкой существующих цехов
4)	Применение окускованного (агломерированного) сырья	Снижение выбросов пыли на 10– 20 %
5)	Применение каменных углей в качестве заменителя кокса для плавки ферросплава в руднотермических печах	Снижение себестоимости на 5–7 %
6)	Применение АСУ ТП руднотермических печей на базе микропроцессорной техники	Применение возможно для всех типов руднотермических печей
7)	Применение угольной футеровки ковшей для разлива кремнистых сплавов	Стойкость ковшей увеличивается до 3 раз
8)	Применение разливочных машин	При технической возможности
9)	Применение двусторонних чугунных изложниц для разлива ферросилиция	Снижение расхода чугунного литья в 1,5–2 раза
10)	Применение полигонной разливки	При технической возможности Метод экономически привлекательный, но сопровождается увеличением неорганизованных выбросов
11)	Переработка марганцовистых и хромистых шлаков в водной среде	При технической возможности
12)	Применение сухих тканевых газоочисток	Ограничение по наличию площадей для размещения сухих газоочисток на площадке предприятия

НДТМ 7.6.2 Производство ферросплавов силикотермическим методом

НДТМ 7.6.2 состоит во внедрении и последовательном совершенствовании технологии производства ферросплавов силикотермическим методом.

НДТМ 7.6.2 относится к производству ферросплавов, приведенных в таблице 7.11.

Таблица 7.11 – Производство ферросплавов силикотермическим методом

Наименование ферросплава	Тип печи
Среднеуглеродистый ферромарганец (Mn не менее 85 %, C <1,5 %)	Рафинировочная электропечь
Низкоуглеродистый ферромарганец (Mn не менее 85 %, C <0,05 %)	Рафинировочная электропечь
Металлический марганец (95–98 % Mn, 0,2 % C)	Рафинировочная электропечь
Азотированный марганец (87–91 % Mn, 0,2 % C, 2–6 % N)	Рафинировочная электропечь с последующей обработкой в атмосфере азота
Среднеуглеродистый феррохром (Cr не менее 65 %, 1– 2 % C)	Рафинировочная электропечь и конвертор
Низкоуглеродистый феррохром (Cr не менее 65 %, 0,1– 0,5 % C)	Рафинировочная электропечь и конвертор
Безуглеродистый феррохром (Cr не менее 68 %, 0,01– 0,06 % C)	Рафинировочная электропечь
Азотированный феррохром (Cr не менее 60 %, C не более 0,6 %, 0,9–6,0 % N)	Рафинировочная электропечь с последующей обработкой в атмосфере азота
Ферросиликокальций (Ca~25 %, Si-60 %, Fe~15 %)	Плавка в электродуговой печи
Силикоалюминий (Al % – 25 %, Si ~75 %)	Плавка в электродуговой печи
Феррованадий (V не менее 35 %, C <1,0 %)	Электродуговая печь

Совершенствование технологии производства ферросплавов силикотермическим методом позволяет сократить расходы электроэнергии и сырьевых материалов, снизить себестоимость производства, снизить эмиссии и образование отходов, для чего используются методы, приведенные в таблице 7.12.

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

Таблица 7.12 – Описание НДТМ 7.6.2

№	Метод / оборудование НДТ	Примечание
1)	Применение полива углеродистых и пылящих шихтовых материалов в складе шихты в летний период	Актуально для складов шихтовых материалов закрытого типа
2)	Применение аспирационных установок на базе рукавных фильтров для подготовки шихтовых материалов, транспортировки, дозировки, загрузки шихты в печь, дробления и фракционирования ферросплава	Требуется наличия сжатого воздуха на предприятии или применения локальных установок сжатого воздуха
3)	Применение окускованного (агломерированного) сырья	Снижение выбросов пыли на 10– 20 %
4)	Применение АСУ ТП рафинировочных печей на базе микропроцессорной техники	Снижение расхода электроэнергии на 2–3 %
5)	Применение сухих тканевых газоочисток	Ограничение по наличию площадей для размещения сухих газоочисток на площадке предприятия

НДТМ 7.6.3 Производство ферросплавов алюмотермическим методом

НДТМ 7.6.3 состоит во внедрении и последовательном совершенствовании технологии производства ферросплавов алюмотермическим методом.

НДТМ 7.6.3 относится к производству ферросплавов, приведенных в таблице 7.13.

Таблица 7.13 – Производство ферросплавов алюмотермическим методом

Наименование ферросплава	Тип печи
Металлический марганец (95–98 % Mn, 0,2 % C)	Горн
Безуглеродистый феррохром (Cr не менее 68 %, 0,01 – 0,06 % C)	Печь-горн, горн
Хром металлический (97–99 % Cr)	Печь-горн, горн
Ферротитан (Ti не менее 25 %, C <0,20 %)	Печь-горн, горн
Ферровольфрам (W не менее 65 %, C не более 0,8 %)	Горн
Ферромolibден (Mo не менее 55 %, C <0,20%)	Горн
Феррованадий (V не менее 35 %, C <1.0 %)	Электродуговая печь, горн
Азотированный ванадий (V не менее 35 %, 2–10 % N)	Электродуговая печь, горн с последующей обработкой в атмосфере азота
Феррониобий (Nb + Ta не менее 50 %)	Горн
Ферросиликоцирконий (Zr не менее 40 %)	Горн
Ферроалюмоцирконий (Zr не менее 15–18 %)	Горн
Ферробор (5–12 % B)	Горн
Ферроборал (B до 4 %)	Горн
Ферросплавы и лигатуры с РЗМ	Горн

Совершенствование технологии производства ферросплавов алюмотермическим методом позволяет сократить расходы электроэнергии и сырьевых материалов, снизить себестоимость производства, снизить эмиссии и образование отходов, для чего используются методы, приведенные в таблице 7.14.

Таблица 7.14 – Описание НДТМ 7.6.3

№	Метод / оборудование НДТ	Примечание
1)	Применение аспирационных установок на базе рукавных фильтров для подготовки шихтовых материалов, транспортировки, дозировки, загрузки шихты в печь, дробления и фракционирования ферросплава	Требуется наличия сжатого воздуха на предприятии или применения локальных установок сжатого воздуха
2)	Применение барабанных смесителей для предварительного смешивания шихты	Снижает расход материалов на 3– 5 %
3)	Применение предварительного подогрева шихты	Снижает расход алюминия. Ограничено технологией плавки ферросплава
4)	Применение предварительного электродугового расплавления части шихты для алюмотермической плавки	Снижает расход алюминия. Ограничено технологией плавки ферросплава
5)	Применение довосстановления шлаков с получением попутной продукции	Снижает расход сырья на 5–10 %. Ограничено технологией плавки ферросплава
6)	Применение герметизирующих укрытий для установок печь-горн и внепечных горнов	Ограничено планировкой действующих цехов
7)	Применение сухих тканевых газоочисток (тканевых фильтров)	Ограничение по наличию площадей для размещения сухих газоочисток на площадке предприятия

НДТМ 7.6.4 Снижение образования отходов при производстве ферросплавов

НДТМ 7.6.4 состоит во внедрении и последовательном совершенствовании технологий и организационных мероприятий для переработки и перевода образующихся отходов в попутную продукцию при производстве ферросплавов. Используются методы, приведенные в таблице 7.15.

Таблица 7.15 – Описание НДТМ 7.6.4

№	Метод / оборудование НДТ	Примечание
1)	Окускование отсевов шихтовых материалов и возврат в производство	Ограничено технологией плавки ферросплава
2)	Реализация отсевов шихтовых материалов потребителям	Коксоугольные отсевы используются как топливо; отсевы кварцита – для цементной промышленности и т. п
3)	Производство гравия, щебня и песков из ферросплавных шлаков	Актуально для производства углеродистого ферромарганца и силикомарганца, а также для производства углеродистого феррохрома и силикохрома
4)	Извлечение металлоконцентрата из шлаков, в том числе в жидкой среде	Актуально для производства углеродистого ферромарганца и силикомарганца, а также для производства углеродистого феррохрома и силикохрома
5)	Реализация ферросплавного шлака потребителям	Требует предварительного дробления шлака
6)	Брикетирование ферросилиция фракции 0–5 мм в смеси с ПУД	При технической возможности, как по брикетированию, так и использованию в сталеплавильном производстве
7)	Применение упаковки сухой пыли газоочисток в мягкие контейнеры для продажи потребителям	Для кремнистых пылей требуется предварительное уплотнение
8)	Рекультивация глиняных карьеров с использованием шламов и сухой пыли газоочисток и заводских технологических отходов	Ограничение по наличию глиняных карьеров в данной местности
9)	Продление сроков эксплуатации шламонакопителей за счет перекачки осевшей пульпы, ее высушивания на открытом воздухе и использования отвердевших осадков при рекультивации глиняных карьеров	Используется для инертных шламов производства ферросилиция

НДТМ 7.6.5 Производство оксидов ванадия из шлаков дуплекс-процесса

НДТМ состоит во внедрении и последовательном совершенствовании технологии производства оксидов ванадия из шлаков дуплекс-процесса и включает мероприятия, представленные в таблице 7.16, обеспечивающие сокращение энергозатрат на процесс и сырьевых материалов, снижение себестоимости производства, а также образование отходов.

Таблица 7.16 – Описание НДТМ 7.6.5

№	Метод / оборудование НДТ	Примечание
а	Измельчение и деметаллизация шлака путем сухого помола смеси шлака и известняка	Снижение энергозатрат за счет исключения перекачивания больших объемов воды, снижение эксплуатационных затрат на обслуживание оборудования (насосы, фильтры, классификаторы и т. д), исключение энергозатрат на удаление влаги при обжиге шихты
б	Измельчение и деметаллизация шлака путем мокрого помола смеси шлака и известняка	Исключение потерь шлака с пылевыносом (при сухом помоле ~1 %) позволяет значительно снизить выбросы ванадия в атмосферу. Кроме того, увеличение извлечения ванадия при мокром помоле на 3–5 % позволяет увеличить производительность оборудования
в	Применение рукавных фильтров для очистки отходящих газов обжиговых печей	Улучшение экологических характеристик и повышение эффективности производства за счет возврата уловленной пыли в технологию
г	Окислительный обжиг шихты с известняком	Позволяет избежать накопления сульфата натрия в системе и создать систему с замкнутым водооборотным циклом
д	Сернокислотное выщелачивание шихты	При сернокислотном выщелачивании в сочетании с обжигом с известняком возможно создание замкнутого водооборотного цикла производства оксидов ванадия
е	Плавка пентоксида ванадия	Плавленный пентоксид ванадия, по сравнению с порошковым, обладает гораздо большей насыпной плотностью, что позволяет избежать пылевыноса при плавке феррованадия и попадания пентоксида ванадия в атмосферу

П-ОС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

НДТМ 7.6.6 Производство феррованадия

НДТМ состоит во внедрении и последовательном совершенствовании технологии производства феррованадия и включает мероприятия, представленные в таблице 7.17, приводящие к снижению потерь основного компонента, сокращению потребления ресурсов, снижению себестоимости производства, объема выбросов и отходов.

Таблица 7.17 – Описание НДТМ 7.6.6

№	Метод / оборудование НДТ	Примечание
а	Освоение выплавки ванадиевых лигатур непосредственно из шлака	Повышение извлечения ванадия на 15–20 %, экономия ванадия за счет снижения угара при производстве стали
б	Освоение выплавки феррованадия многостадийным процессом при выплавке феррованадия в электродуговых печах	Технология позволяет увеличить извлечение ванадия из оксида на ~1 %
в	Освоение внепечного производства феррованадия	Технология позволяет снизить расходы на электроэнергию за счет отказа от использования электродуговых печей; применима при экономической эффективности

НДТМ 7.6.7 Технологии рациональной утилизации отходов

НДТМ заключается в применении в производстве оксидов ванадия процессов обращения с отходами, обеспечивающими их извлечение и последующую утилизацию (таблица 7.18).

Таблица 7.18 – Описание НДТ 7.6.7

№	Метод / оборудование НДТ	Примечание
а	Применение мокрой системы газоочистки обжиговых печей	Повышение эффективности пылеулавливания
б	Производство побочной продукции из осадка сточных вод оборотных циклов водоснабжения производства оксидов ванадия	Повышает эффективность осветления сточных вод, позволяет вовлекать продукцию в хозяйственный оборот, что исключает образование отходов
в	Производство побочной продукции из минеральной части сырьевых материалов	Технология позволяет снизить объем образования отходов путем вовлечения их в хозяйственный оборот
г	Использование уловленных пылей в качестве смесей шихтовых в собственном производстве или реализация смесей шихтовых потребителям	Требуется уплотнение пылей, упаковывание в мягкие контейнеры (для реализации потребителям)

8 Перспективные технологии в производстве чугуна, стали и ферросплавов

Представленные в данном разделе технические решения отражают передовые тенденции в развитии металлургических технологий и техники в направлении создания новых процессов, производства новых материалов, повышения энергоэффективности, обеспечения экологической безопасности.

Вместе с тем, их отличает различный уровень технической, конструкционной проработки и коммерческой готовности.

8.1 Перспективные технологии производства чугуна

8.1.1 Технология доменной плавки на подготовленном сырье, комбинированном дутье и повышенным расходом ПУТ

Технология доменной плавки на подготовленном сырье, комбинированном дутье с повышенным расходом ПУТ, с расходом природного газа 40–80 м³ /т чугуна, кислорода до 28–32 %, ПУТ до 160–180 кг/т. При этом достигается удельная производительность 2,1–2,3 т/м³ сут, расход кокса снижается до 330–350 кг/т.

8.1.2 Доменная плавка с высоким расходом кислорода и природного газа («кислородная плавка»)

Доменная плавка на кислородном дутье и природном газе приведёт к отказу от воздухонагревателей дутья, повысит восстановительный потенциал газов в печи, в том числе за счёт большой доли водорода, ускорит процессы восстановления, позволит уменьшить высоту доменной печи и снизить требования к прочности кокса, сократит его потребность.

Доменный газ не будет содержать балластный азот, с меньшими затратами можно будет осуществить отмывку колошникового газа от CO₂.

8.1.3 Выплавка чугуна с применением офлюсованных окатышей

Для обеспечения устойчивой и высокопроизводительной эксплуатации доменной печи важно обеспечивать высокую проницаемость зоны когезии для газов и жидких продуктов плавки. Создание нужных условий и положения вязко-пластичной зоны плавления (когезии) выполняется за счет контроля и управления химическим составом и свойствами окатышей и агломерата.

Добавление флюсов на основе Са и/или Mg в шихту при производстве окатышей улучшает их металлургические свойства, особенно, восстановимость и повышает температуры размягчения и плавления. Офлюсованные окатыши обеспечивают более высокую газопроницаемость, более быстрое восстановление и, следовательно, более низкий расход кокса.

Офлюсованные окатыши имеют следующие преимущества:

- процесс разложения карбонатных флюсов выводится из ДП (снижение расхода кокса) и производится при обжиге окатышей;
- добавленный известняк (флюс) после обжига дает дополнительную пористость в обожженных окатышах, тем самым повышая восстановимость окатышей;
- температура размягчения и плавления увеличивается на 100–200 оС и сопоставима с характеристиками плавления агломерата. Зона плавления (когезии) сужается (уменьшаются температуры начала и окончания плавления первичных шлаков), уменьшая перепад давления от фурм до уровня засыпи и способствуя более плавному сходу шихты и росту производительности ДП;
- при добавлении офлюсованных окатышей снижается FeO в первичных шлаках, снижаются тепловые потери (частично этот эффект может быть компенсирован увеличением FeO);
- корни зоны когезии при использовании офлюсованных окатышей ближе к фурмам и, в результате, меньше SiO₂ восстанавливается в Si в жидком чугуне;
- добавление флюса через окатыши приведет к уменьшению основности агломерата и изменению его металлургических свойств, химического состава, повышению Fe в агломерате (противоположно уменьшится Fe (хим. состав) в окатышах (при их офлюсовании));
- снижение содержание FeO в первичных шлаках уменьшит износ футеровки ДП.

Современная теория доменного процесса, многочисленные промышленные эксперименты, проведенные за рубежом, показывают, что увеличение доли офлюсованных окатышей или полный переход на офлюсованные окатыши в доменной шихте приводит к снижению расхода кокса и повышению производительности ДП.

8.1.4 Десиликонизация чугуна в желобе ДП или чугуновозном ковше

Основные цели десиликонизации:

- уменьшение количества шлака и расхода флюсов; - увеличение выхода железа и марганца;
- существенное сокращение теплотерь со шлаком; - снижение расхода и потерь огнеупоров;
- создание условий для дефосфорации и десульфурации чугуна; - стабилизация процесса выплавки стали в конвертере и повышение качества стали.

Существуют несколько способов и режимов подачи реагентов при десиликонизации [67, 68], некоторые из них иллюстрирует схема рисунка 6.17:

Способ	Агрегат	Метод
Непрерывный	Желоб ДП	Загрузка реагентов
	Качающийся лоток	Вдувание реагентов
Порционный	Чугуновозный ковш (торпеда)	Вдувание реагентов
	Заливочный ковш	Вдувание реагентов

Реагентами для десиликонизации являются материалы, несущие источник кислорода для окисления кремния:

- газообразный кислород;
- твердые оксиды: прокатная окалина, мелочь агломерата и окатышей, марганцевая и богатая железная руда.

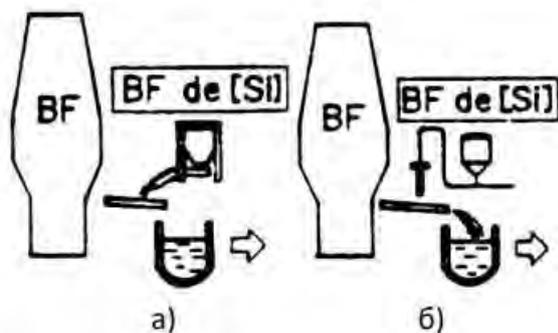


Рисунок 8.1 – Схематичное представление метода десиликации в желобе ДП (а) – загрузка реагента в желоб, б) – вдувание реагента в желоб (BF – доменная печь).

8.1.5 Вдувание отходов пластмасс

Технология вдувания пластиковых отходов в ДП внедрена впервые на металлургических заводах «Stahlwerke Bremen» в 1993 году (ДП № 2) и в Японии на JFE Steel (ранее NKK) в 1996 г.

Схема переработки отходов пластмасс в Европе и Японии похожи. Годную для повторного использования пластмассу выделяют на мусоросортировочных заводах из общей массы отходов (рисунок 8.2). Несортируемая смесь пластмасс (упаковочный материал) перерабатывается в дисперсный материал для вдувания в доменные, коксовые и цементные печи [69-71].

Целями внедрения вдувания отходов пластмасс являются:

- безопасная утилизация пластмасс, в том числе хлорорганических соединений;
- извлечение пластиковых отходов из отходов объема ТБО, снижение хлорорганических выбросов (диоксины, фураны) на мусоросжигательных заводах;
- увеличение ресурса полигонов под размещение отходов пластмасс или канцерогенной золы после сжигания пластмасс;
- использование пластмассы (ПЛ) как топлива в ДП с коэффициентов замены 0,8– 0,9 кг/кг кокса с расходом до 80 кг/т чугуна (рекомендуемый расход без сажеобразования до 50 кг/т чугуна).

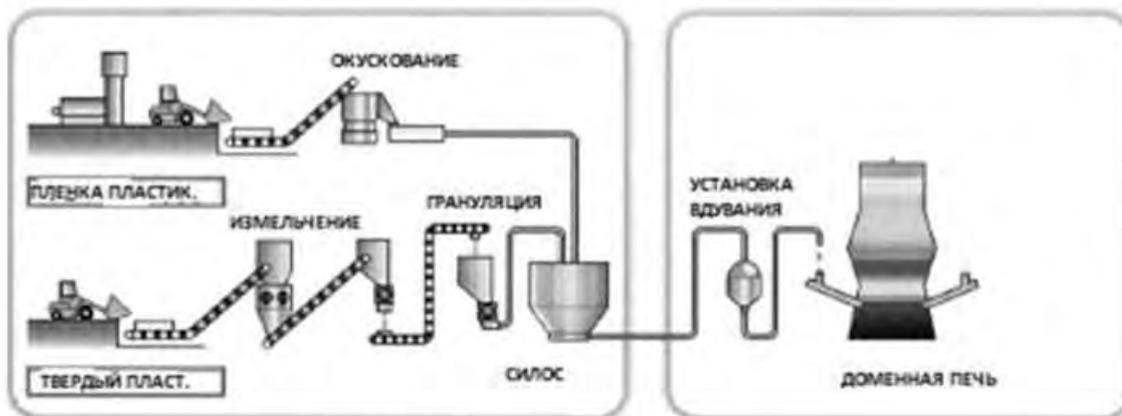


Рисунок 8.2 – Упрощенная блок-схема технологии вдувания отходов пластмасс (NKK, Япония)

Технология подготовки отходов пластмасс для вдувания в доменные печи включает дробление, выделение примесей и получение дисперсного или гранулированного материала.

8.1.6 Воздухонагреватель конструкции Калугина (ВНК) с подогревом воздуха горения

Нагрев дутья осуществляется в бесшахтных воздухонагревателях со струйно-вихревой горелкой с подогревом воздуха горения в малых ВНК. Обеспечивает дутье до 1400 °С. Срок эксплуатации – 30 лет, концентрация СО в отходящем газе – не более 50 мг/м³. Концентрация NOx – не более 100 мг/м³.

8.1.7. Использование плазменных горелок для повышения температуры дутья

Плазменные горелки (плазмотроны) – это электродуговые газовые нагревающие устройства, использующие высокую температуру, ионизированный и проводящий газ для обеспечения непосредственной передачи тепла от дуги.

В последние годы надежность и эксплуатационные параметры плазмотронов были существенно улучшены. Но при этом предлагаются и новые идеи по применению плазмотронов – установка смесителя холодного и горячего дутья вместо индивидуальных доменных фурм, как это было раньше.

Четырехпальчиковый смеситель холодного дутья смешивает холодный воздух с горячим воздухом, выходящим из воздухонагревателей через четыре отверстия для управления температурой дутья – это общераспространенный способ управления температурой дутья. Из-за добавления холодного воздуха происходит определенная потеря температуры подогретого дутья, поступающего из воздухонагревателей (рисунок 8.3).

а) управление температурой в отверстиях холодного смешивания; б) температурный контур воздушного дутья на расстоянии 5 метров за холодным смесителем.

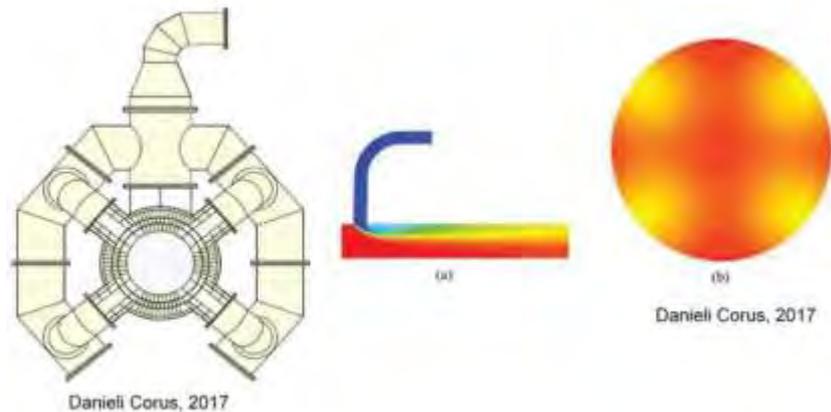
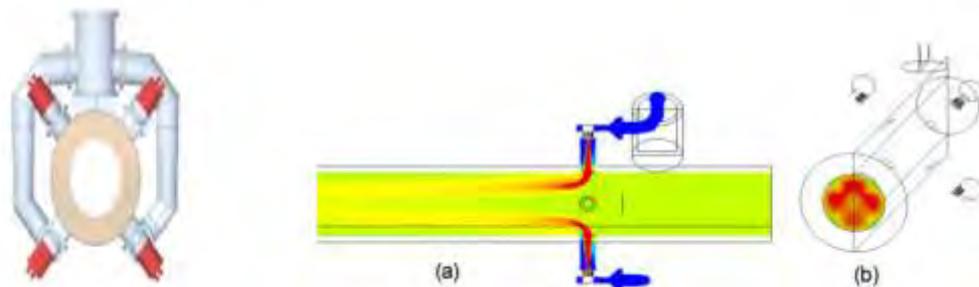


Рисунок 8.3 – Смеситель холодного дутья и температурный профиль

Использование «горячего смесителя» позволяет увеличить температуру горячего дутья выше уровня, обеспечиваемого на выходе из воздухонагревателя, и поддерживать эту температуру на постоянном уровне. Установка плазмотронов на «горячем смесителе» представлена на рисунке 8.4.



а) температурные контуры на отверстиях «горячего смесителя»; б) температурный контур воздушного дутья на расстоянии 5 м за горячим смесителем

Рисунок 8.4 – Установка плазмотронов на смесителе горячего дутья и температурный профиль дутья
 Применение плазмотронов и технология «горячего смесителя» по предварительным расчетам дает увеличение температуры дутья на +132 оС [177, 178].

8.1.8 Технология доменной плавки с вдуванием горячих восстановительных газов

В целях повышения энергоэффективности доменной плавки разработана и опробована технология вдувания горячих восстановительных газов (ГВГ).

Сопоставление традиционной схемы производства конвертерной стали и схема производства конвертерной стали с применением технологии ГВГ приведены на рисунке 8.5.

Подобная технология на 50 % исключает использование природного газа в доменной плавке, повышает производительность доменной печи на 25,0 %, снижает расход кокса на 30 %, обеспечивает снижение себестоимости чугуна на 10–12 % [72].

8.1.10 Газоочистка доменного газа сухого типа

Основной аппарат очистки доменного газа представлен рукавным фильтром. Позволяет снизить затраты на обслуживание газоочистки, увеличить производительность доменной печи, уменьшить расход кокса, снизить водопотребление. Промышленно освоена на одном предприятии.

8.1.11 Применение шлаковозов миксерного типа объёмом 36 м³

Использование таких ковшей (рисунок 8.7) исключает образование ковшевых остатков, благодаря образуемому гарнисажу; увеличивает на 20–25 % количество перерабатываемого в жидком виде шлака; ускоряет оборот шлаковозов и сокращает их число в 3–5 раз; позволяет почти полностью улавливать содержащийся в шлаке металл; удлиняет срок службы шлаковозов.

Опробован в опытно-промышленном режиме.



Рисунок 8.7 – Шлаковоз-миксер вместимостью 36 м³.

8.1.12 Применение на доменных печах АСУ-ТП, повышающих эффективность доменной плавки путём непрерывного автоматического контроля состояния печи и измерения технологических параметров с их анализом и рекомендациями по оптимизации и прогнозированию теплового состояния печи

Применение на печах с БЗУ автоматизированной системы контроля, оптимизации и прогноза доменной плавки с модулями контроля, оптимизации и прогноза гарантирует безошибочность ведения доменной плавки для достижения высоких технико-экономических показателей и минимизации расхода кокса.

Применение на печах с БЗУ автоматизированной системы непрерывного контроля и оптимизации зоны плавления с помощью математических моделей теплового состояния печи, которая позволяет вести постоянный автоматический контроль параметров зоны плавления. Это дает повышение эффективности работы, в том числе экономию расхода кокса и срока службы доменных печей

8.1.13 Применение автоматизированной системы модели управления аглококсодоменным производством, основанной на совместном применении методов интеллектуального анализа данных

Применение автоматизированной системы модели управления аглококсодоменным производством, основанной на совместном применении методов интеллектуального анализа данных. Обеспечивает повышение качества агломерата и кокса при минимизации расхода последнего, снижение себестоимости чугуна на 2–3 %.

8.1.14. Системы визуализации процессов в доменной печи

Популярным комплексом систем для визуализации являются:

- камеры на фурменные приборы (рисунок 8.8) – необходимы для визуального контроля процесса горения ПУТ в фурменном очаге, предупреждения и снижения прогаров фурменных

П-ООС 17.XX-XX-XXXX

приборов из-за отклонений в их работе или прогаров копей ПУТ, а также дает оператору возможность понимать характер распределения комбинированного дутья по окружности доменной печи;

- исследование загрузки шихты – траектория загрузки шихты и профиль поверхности засыпи может быть получен с помощью этой системы до задувки доменной печи; данные по траектории загрузки очень важны для технологов при проектировании матрицы загрузки бесконусного загрузочного устройства при задувке печи и корректировки ее во время эксплуатации доменной печи;

- онлайн лазерный детектор профиля засыпи – для наблюдения за профилем поверхности шихты в режиме реального времени (рисунок 8.9).

Применение этих систем технологами на доменных печах расширяет их возможности по улучшению технологии доменной плавки со снижением расхода топлива и позволяет снизить потери производства от незапланированных простоев доменной печи [73-75].



Рисунок 6.24 Фурменная видеокамера

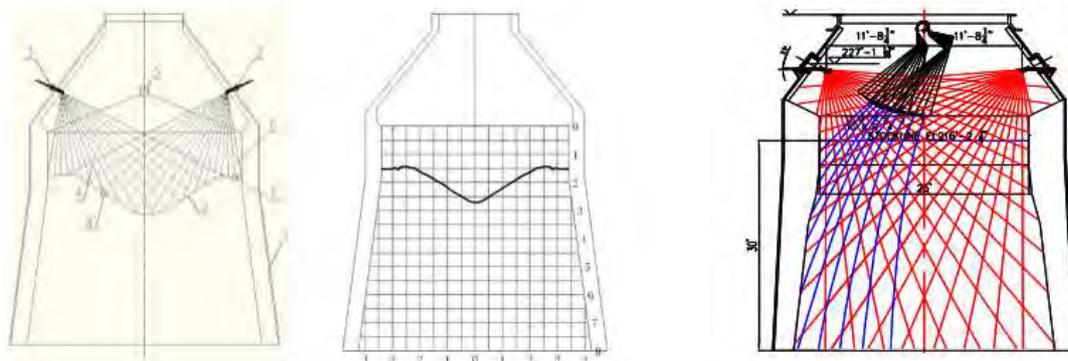


Рисунок 8.9 – Онлайн лазерный детектор профиля засыпи. Исследование загрузки шихты

8.2 Перспективные технологии производства стали в конвертерах

8.2.1 Применение устройства плазменного подогрева металла в промежуточном ковше МНЛЗ

Устройство плазменного подогрева металла в промежуточном ковше позволяет снизить перегрев стали над ликвидусом и стабилизировать температуру разливаемой стали, что положительно сказывается на качестве непрерывнолитой заготовки и повышает выход годного металла. В результате применения технологии увеличивается серийность разливаемой стали, снижается уровень отходов в виде обрезки и окалины при финишной обработке продукции.

Промышленно освоенная технология.

8.2.2 Технология переработки железосодержащих материалов в жидкой шлаковой ванне без предварительной подготовки (окускования) шихтовых компонентов (процесс РОМЕЛТ)

Низкие удельные расходы энергоносителей: на 20–50 % ниже, чем у лучших мировых аналогов. Опробована в опытно-промышленном масштабе, построена промышленная установка (см. рисунок 8.10).

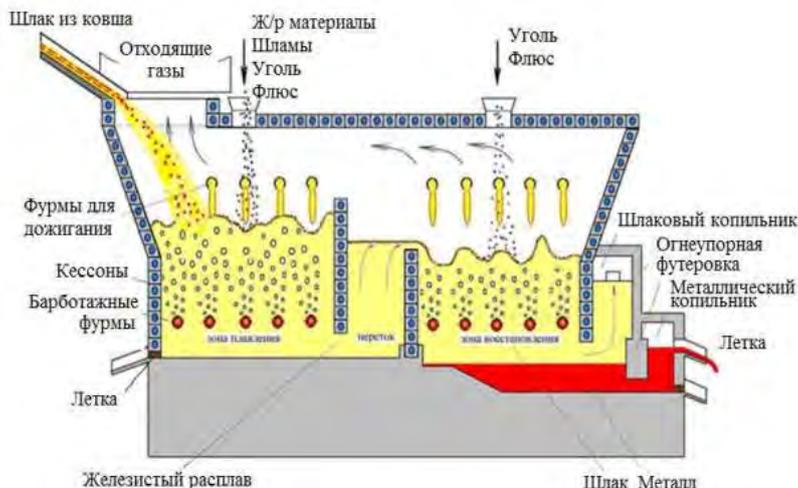


Рисунок 8.10 Процесс РОМЕЛТ

8.2.3 Новая (контактная оптоволоконная) система контроля температуры жидкой стали (в конвертере и на установках «ковш-печь»)

Система может устанавливаться в любой огнеупорной конструкции, в том числе в существующих огнеупорных изделиях. Расходной частью при этом является только оптоволоконно. Измерение возможно проводить как непрерывно, так и дискретно. Применение данной системы позволит:

- в непрерывном режиме осуществлять измерение температуры в конвертере и на установках «ковш-печь»;
- снизить расход ферросплавов на 5–10 % (экспертно) за счет точной информации о температуре расплава во время внепечной обработки на установках «ковш-печь».

8.2.4 Автоматизированная система контроля качества поверхности и структуры на МНЛЗ

Данная интеллектуальная система позволяет определить браковочный признак по дефектам поверхности заготовки и соответствие структурного состояния заготовки заданным параметрам.

Эффективность технологии: сокращение отбраковки по дефектам поверхности и структуре заготовки, снижение отходов при финишной обработке металла.

8.2.5 Технологический комплекс стабилизации жидких сталеплавильных шлаков и их последующей переработки

Технология интенсивного охлаждения шлака реализуется в установке, называемой «Барабанный кристаллизатор», который представляет собой вращающийся барабан (рисунок 8.11). Внутренний объем барабана поделен на некоторое количество секций, заполненных металлическими шарами. Каждая секция перекрыта колосниковой решеткой, а сам барабан помещен в тепло-шумо-изолирующий кожух, имеющий проемы для подачи расплава и выгрузки затвердевшего шлака размером 50–100 мм.

Существо технологии заключается в предотвращении самопроизвольного распада шлака из-за полиморфного превращения двухвалентного силиката за счет его кристаллохимической стабилизации при быстром охлаждении.

Производительность установки 3 т/мин (или 60–90 т в час), расход воды 1 м³/т шлака.

Устанавливается непосредственно рядом с агрегатом внепечной обработки. Возможно применение для охлаждения шлаков конвертерной плавки (при увеличении производительности модуля). Результативность: обеспечивает рециклинг 90 % шлака и металла с возвратом шлака в качестве заменителя извести, снижение потребления извести и доломита.

Опробован в опытно-промышленном режиме; закончена строительством установка «Барабанный кристаллизатор» в АО «Выксунский металлургический завод».



Рисунок 8.11 – Барабанный кристаллизатор для интенсивного охлаждения шлака [76]

Комплексная технология переработки шлаков после охлаждения в «Барабанном кристаллизаторе» представлена на рисунке 8.12.

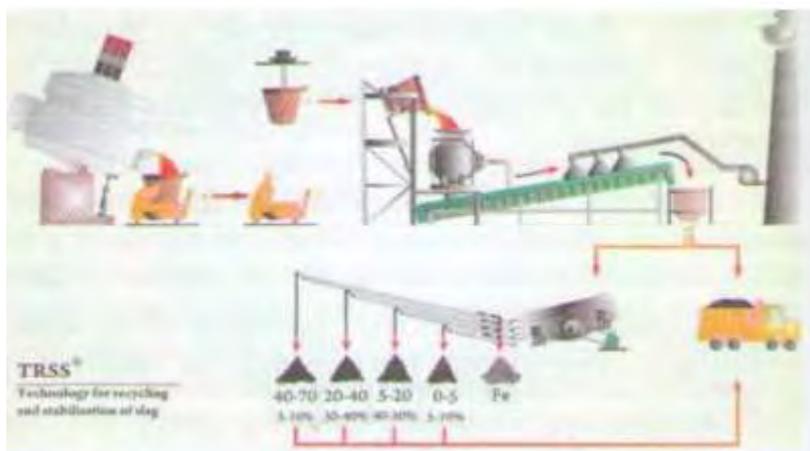


Рисунок 8.12 Комплексная технология переработки шлаков после охлаждения в «барабанном кристаллизаторе»

8.2.6 Система утилизации конвертерного газа

Конвертерный газ представляет собой вторичный энергетический ресурс с теплотворной способностью до 9,2 МДж/м³.

Для реализации схемы сбора, хранения и транспортировки конвертерного газа и его использования в качестве топлива необходима установка в схему газоотводящего тракта конвертера клапанной станции, которая позволит направлять поток конвертерного газа в систему его сбора или на дымовую трубу (свечу дожигания) (см. рисунок 8.13).

Переключение клапанов осуществляется системой автоматического управления в зависимости от теплотворной способности конвертерного газа (содержания СО как основного горючего элемента в конвертерном газе). Общемировая практика реализации систем сбора конвертерного газа – подача конвертерного газа в систему его сбора при объемной доле СО 27 % и выше. Соответственно при снижении СО ниже 27 % происходит переключение потока конвертерного газа на дымовую трубу.

Газоочистка конвертерного газа обеспечивает его запыленность на уровне 50 мг/м³. Для использования конвертерного газа в качестве топлива на газопотребляющих агрегатах необходима дополнительная его очистка от пыли до уровня 4 мг/м³. Это достигается путем установки электрофильтров или рукавных фильтров в газоотводящий тракт после клапанной станции. Очищенный конвертерный газ подается в систему его хранения, представляющую собой газгольдер. Газгольдер – устройство для хранения газов.

Существуют газгольдеры постоянного объема и динамические газгольдеры, имеющие конструктивную возможность изменять объем хранения газов. В газгольдере происходит усреднение химического состава конвертерного газа, а также его температуры.

Для транспортировки конвертерного газа к потребителю на выходе из газгольдера устанавливаются газодувки, которые обеспечивают постоянный расход конвертерного газа с необходимым уровнем давления.

Технология обеспечивает снижение выбросов загрязняющих веществ, сокращение потребления природного газа и повышение таким образом энергоэффективности производства стали.

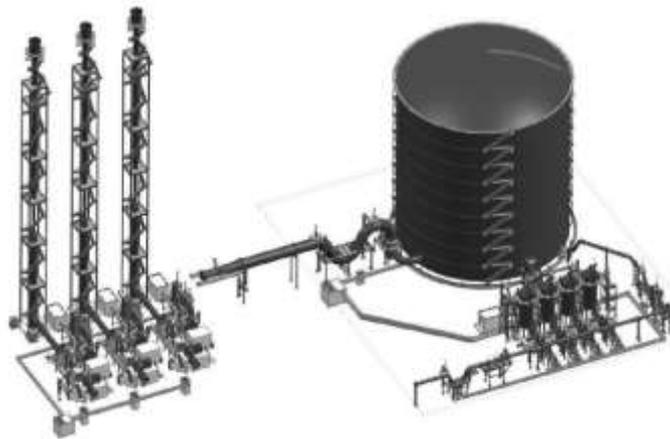


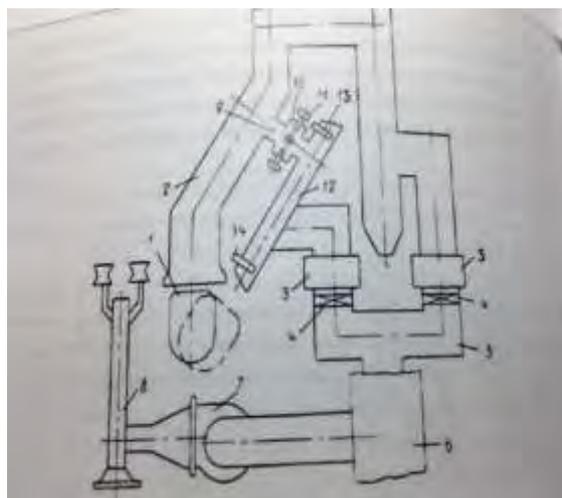
Рисунок 8.13 – Система сбора и хранения конвертерного газа

8.2.7 Утилизация тепла горячих слэбов

Технология предполагает строительство футерованных термосов-накопителей для обеспечения замедленного охлаждения слэбов толщиной 355 мм, что позволит улучшить качество выпускаемой продукции, снизить теплотери в окружающую среду и улучшить условия труда на складе слэбов.

8.2.8 Подогрев металлического лома за счет тепла отходящих газов

Вариант этой технологии может быть реализован различными путями [77]: в опускном газоходе (в режиме неподвижного слоя и прямотока); в нагревателе лома (шахтного типа), размещенном в нижней части газохода с противоточным движением материала и газового потока; в прямоточном теплообменнике (рисунок 8.14).



1 – конвертер, 2 – камин, 3 – скрубберы, 4 – шиберы, 5 – коллектор, 6 – газоочистное устройство, 7 – дымосос, 8 – свеча, 9 – байпасный отвод, 10 – форкамера, 11 – фурмы, 12 – камера для нагрева шихтовых материалов (лома), 13 и 14 – верхняя и нижняя задвижки

Рисунок 8.14 – Схема нагрева шихтовых материалов при использовании химического и физического тепла конвертерных газов [77]

В газоотводящем тракте конвертера на участке камин – система очистки газов встраивается байпасное ответвление 9, в котором располагается форкамера 10 с фурмами 11 для подвода окислителя (воздуха или кислорода), а также камера 12 для нагрева шихтовых материалов. Для загрузки и выгрузки шихтовых материалов служат задвижки 13 и 14.

Загрузка шихты в камеру 12 происходит перед началом продувки чугуна. При продувке поток газа из конвертера 1 поступает в камин 2, где разделяется на 2 части, одна из которых поступает в форкамеру 10 и служит теплоносителем для нагрева шихты. По выходе из камеры 12 поток газа в коллекторе 5 смешивается с основным потоком газа и далее по обычной схеме через свечу сбрасывается в атмосферу. Регулирование потоков газа, транспортируемых через камеру 12 и основной газоотводящий тракт конвертера, осуществляется с помощью шиберов 4. По окончании плавки после слива стали открытием нижней задвижки 14 нагретая шихта по наклонной плоскости загружается в конвертер. Продолжительность плавки определяет время подогрева шихтовых материалов, а размер куска материала – количество газа, проходящего через камеру 12, и таким образом – конечную температуру нагрева шихтовых материалов.

8.3 Перспективные технологии производства стали в электродуговых печах

8.3.1 Повышение мощности печных трансформаторов

Повышение максимального вторичного напряжения с 1000 В до 1350–1600 В позволит увеличить мощность печных трансформаторов без увеличения плотности тока в электродах с сохранением расхода электродов на прежнем уровне.

8.3.2 Печи нового поколения концепции ULTIMATE

Печи нового поколения вместимостью 120–250 т. Конструктивные особенности печи нового поколения представлены на рисунке 8.15.

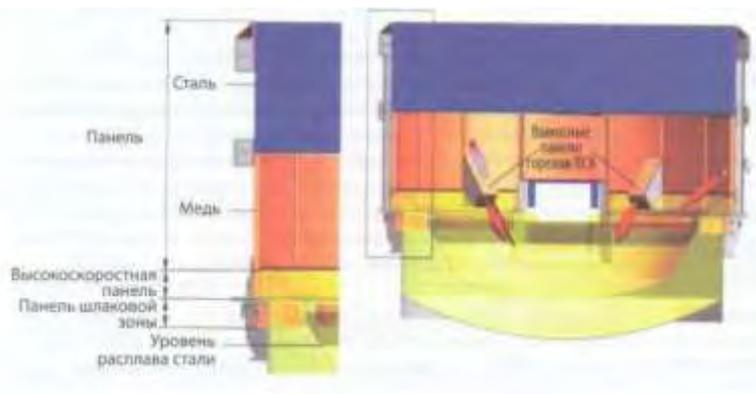


Рисунок 8.15 – Принципиальная конструкция электродуговой печи ULTIMATE

Печь концепции ULTIMATE характеризуется следующими особенностями:

- верхняя ступень вторичного напряжения имеет самое высокое значение – 1600 В, что позволяет вводить ультравысокую мощность – до 200 МВА с использованием стандартных электродов диаметром 610 мм на допустимом токе не более 100 кА;
- располагает альтернативными источниками энергии – газокислородными горелками с мощностью по 3.6 МВт; инжекторы кислорода и углеводородов позволяют водить до 10–12 % активной электрической мощности;
- увеличенная высота печного пространства до 4,5 м от зеркала металла до верха стен позволяет осуществлять загрузку шихты одной корзиной и нагрев шихты отходящими газами, сокращается время бестоковых пауз, уменьшается угар металла и выбросы газов из печи;
- система инфракрасного контроля и отсеки шлака при автоматизированном выпуске металла из печи;
- организация дожигания СО в рабочем пространстве, работа со вспененными шлаками.

Часовая производительность печи вместимостью 180 т составляет 240 т/ч, расход электроэнергии 340 кВт*ч/т стали.

8.3.3 Использование проектных решений электродуговой печи Quantum

Проектные решения, заложенные в конструкцию этой печи, обеспечивают высокую производительность при исключительно низких затратах. Отходящий газ, образующийся во время плавки, используется для подогрева 100 % лома, который впоследствии опускается в ванну. Это сокращает длительность плавки до 33 мин и менее.



Рисунок 8.16 – Электродуговая печь Quantum

ДСП Quantum (рисунок 8.16) имеет ряд преимуществ перед другими шахтными печами, в том числе с удерживающими пальцами для подогрева лома:

- повышенная герметичность, обеспечивающая минимальное всасывание воздуха, благодаря фиксированной конструкции шахты и подвижному кожуху печи;
- улучшенная трапецевидная шахта для оптимального распределения лома и эффективности подогрева, особенно при низкой плотности лома;
- новая конструкция системы удержания лома для лучшей подачи лома в зону плавления;
- увеличение болота для улучшения теплообмена и ускорения процесса плавления;
- плавление без скачков напряжения благодаря новой конструкции, предусматривающей особое положение электродов относительно шахты. Уровень энергопотребления 280 кВтч/т, в сочетании со сниженным потреблением кислорода и топлива.

Промышленно освоена.

8.3.4 Технологии повышения использования химической энергии

Подача кислорода для дожигания оксида углерода до диоксида углерода в ДСП. Повышение использования теплотворной способности углерода в ДСП. Снижение расхода электроэнергии на 5–10 %. Затраты составят примерно 0,1–0,5 % от основной стоимости ДСП.

8.3.5 Технологии донной продувки металла газами через пористые пробки

Продувка металла инертным газом производится через пористые вставки-пробки, как правило, имеется три, установленные в подине печи вне диаметра распада электродов. Это позволяет ускорить процесс расплавления лома, в ходе всей плавки обеспечить усреднение температуры и состава жидкой ванны, способствует формированию пенистого шлака. Расход электроэнергии снижается на 10–25 кВтч/т.

8.3.6 Технологии нагрева лома

В процессе нагрева лома в корзинах в помещении цеха выделяются загрязняющие вещества. Как правило, металлический лом содержит масла, пластмассы и другие горючие материалы. При нагреве эти материалы возгоняются и горят с образованием токсичных газообразных химических соединений. Технология нагрева лома в установке с рециркуляцией газов решает эту проблему (см. рисунок 8.17). Газы, охладившиеся после нагрева корзины с ломом, возвращаются в камеру дожигания 2, установленную на тракте прямого отсоса газов из рабочего пространства печи. В этой камере газы смешиваются с высокотемпературными газами, отводимыми из печи, и дополнительно нагреваются горелками, что приводит к достаточно полному разложению и выгоранию токсичных выделений из лома. Из камеры дожигания примерно 60 % газов возвращается в камеру 1 для нагрева лома в корзине. Остальные газы направляются по газоходу 3 на газоочистку. Таким образом, большая часть уходящих из печи газов с помощью дополнительного дымососа 4 циркулирует между камерой дожигания и установкой нагрева лома.

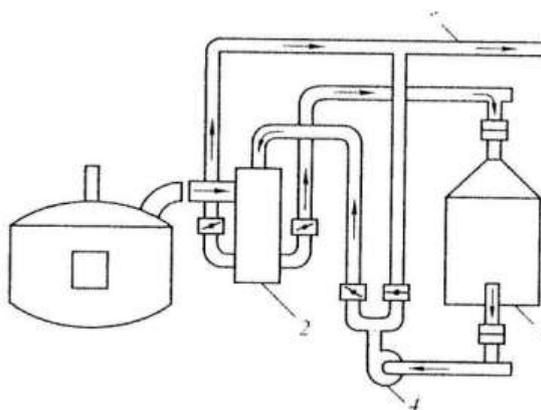


Рисунок 8.17 – Схема нагрева лома в загрузочной корзине с рециркуляцией газов

8.3.7 Расширение технологических возможностей внепечной обработки

Включение в перечень агрегатов внепечной обработки станда для тщательного скачивания шлака. Повышение степени рафинирования металла при внепечной обработке.

Затраты на станд для скачивания шлака могут составить 10–15 % от установки комплексной обработки сталей.

8.3.8 Технологии, включенные в п.п.8.2.1, 8.2.3, 8.2.4, 8.2.5, 8.2.8

8.3.9 Технологии утилизации тепла сталеплавильных шлаков (варианты)

8.3.10 Технологии использования АСУ ТП «Обработка плавки на установке "ковш-печь"»

Структурная схема математической модели включает: - модуль управления химическим составом шлака;

- модуль расчёта добавок материалов;
- модуль расчёта температуры стали;
- модуль управления процессом обработки.

Использование данной модели позволит получать металлопродукцию в узких пределах химического состава и с заданными характеристиками, снизить количество плавков с переводом в пониженную марку.

Структурная схема математической модели обработки плавки на У КП изображена на рисунке 8.18.

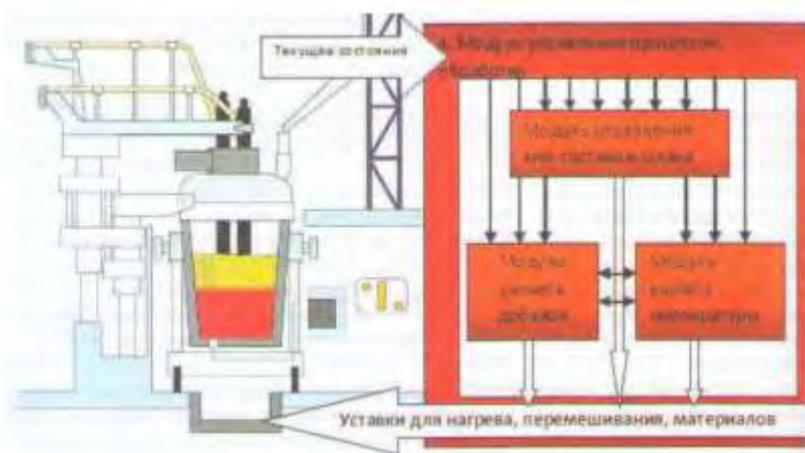


Рисунок 8.18 – Структурная схема математической модели обработки плавки на У КП

8.3.11 Роботизация процессов отбора проб, замера температуры и окисленности, оценки состояния футеровки ДСП.

8.3.12 Роботизация обслуживания эркерного канала ДСП

8.3.13 Автоматизированное присоединение аргона к стальковшу на всех этапах обработки

8.3.14 Автоматизация процесса выпуска стали из ДСП с использованием датчиков наклона печи, «машинного зрения» для отсечки шлака и измерения уровня металла в ковше, весов сталевоза с целью оптимизации наливов сталеразливочных ковшей и сокращения длительности плавки

8.4 Перспективные технологии производства ферросплавов

8.4.1 Применение предварительного подогрева шихты, загружаемой в руднотермическую печь, отходящими газами

Предварительный подогрев шихты может осуществляться двумя способами: за счет физического тепла отходящих газов и/или их химического потенциала. Отходящие от руднотермической печи газы проходят через загружаемую в печь шихту в вертикальной шахте над ванной руднотермической печи, после чего направляются на газоочистку.

Применение предварительного подогрева шихты за счет сжигания печного газа наиболее отработано при производстве углеродистого феррохрома в компании Outotec (Финляндия) в герметичных руднотермических печах (см. рисунок 8.19).

Подготовленные и отдозированные шихтовые материалы загружают в печь предварительного нагрева, установленную над герметичной руднотермической печью. Подогрев шихты в печи предварительного нагрева производят за счет сжигания печного газа из руднотермической печи (80–88 % CO). Печной газ предварительно очищают в мокрой газоочистке – скрубберах Вентури. Подогретая шихта по труботочкам в днище печи предварительного подогрева под собственным весом опускается в руднотермическую печь, где происходит плавка углеродистого феррохрома.

Газ из печи предварительного нагрева также очищают в скрубберах Вентури. После этого чистый газ выбрасывают в атмосферу. Применение подогрева шихты за счет химического тепла печных газов позволяет снизить расход электроэнергии на 10–15 % и значительно снизить себестоимость выплавки феррохрома.

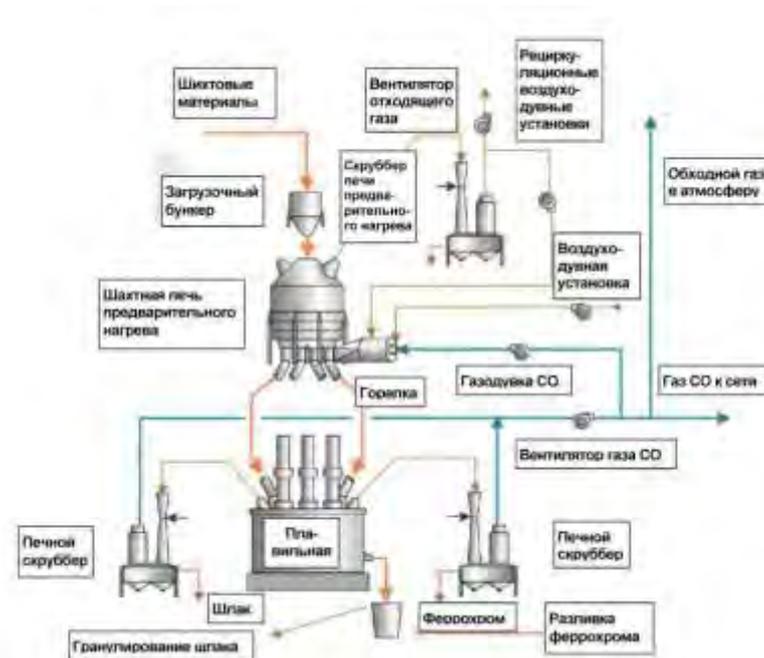


Рисунок 8.19 – Технологическая схема предварительного нагрева, плавки и газоочистки в процессе производства феррохрома (компания Outotec)

8.4.2 Использование тепла печных газов для производства тепловой и электроэнергии

Технология применима к ферросплавам, которые выплавляют в открытых и полузакрытых руднотермических печах (например, при выплавке ферросилиция).

В полузакрытых руднотермических печах горючие компоненты технологических газов полностью сгорают над колошником печи. Современные печи оснащены заслонками, позволяющими точно регулировать температуру отходящих газов от 550 °С до 750 °С. Вместо того чтобы охлаждать отходящие газы за счет разбавления воздухом, энергия отходящего газа используется для генерации перегретого пара внутри котла утилизатора.

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

Типичная блок-схема рекуперации энергии от руднотермической печи приведена на рисунке 8.20.

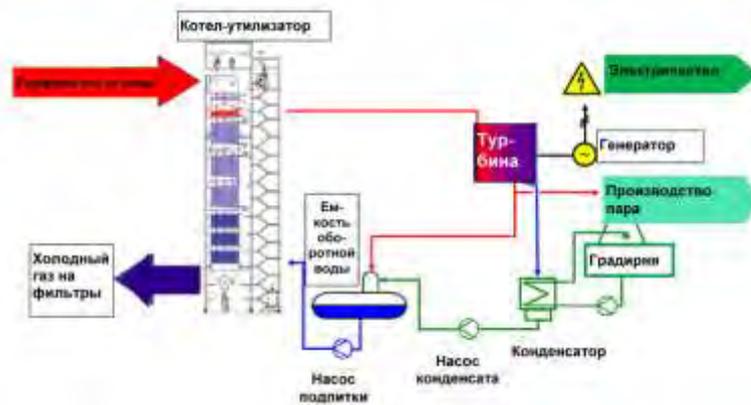


Рисунок 8.20 – Типичная блок-схема рекуперации энергии при выплавке ферросплава в руднотермической печи

Котел-утилизатор представляет собой башню, в верхнюю часть которой подают горячий газ от печи. Внутри башни находятся пакеты труб для экономайзера, испарителя и пароперегревателя. Охлажденный газ забирают снизу башни на газоочистку.

Верхняя часть корпуса котла состоит из водоохлаждаемых стен и относится к испарительной системе (пароперегреватель). Эта мера приводит к очень высокой гибкости системы в случае пиков температуры отходящих газов и т. д.

Производимый пар от пароперегревателя может быть использован для различного применения, например, для выработки электроэнергии или для отопления. Электроэнергия возвращается в сеть, пар направляется на нужды отопления.

Это позволяет, например, при выплавке ферросилиция возратить до 22 % электроэнергии, за счет этого – снизить себестоимость его выплавки.

8.4.3 Применение постоянного электрического тока для выплавки ферросплавов

Печи постоянного тока получают все большее распространение при выплавке ферросплавов. Мощность действующих печей достигает 60 МВт. Принципиальная схема печи постоянного тока представлена на рисунке 8.21.

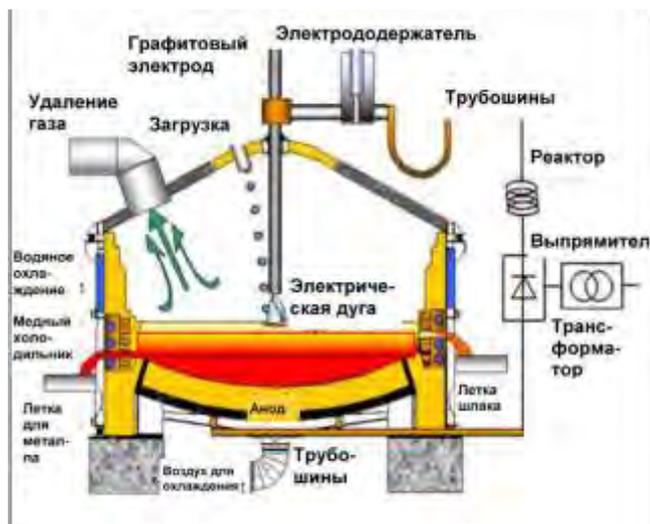


Рисунок 8.21 – Принципиальная схема печи постоянного тока

Трехфазный электрический ток для этой печи преобразуется в выпрямителе в постоянный электрический ток. Анодом (отрицательная фаза) служит токопроводящая подина печи. Катодом (положительная фаза) – подвижный графитовый электрод, который опускают в ванну печи сверху через герметизированный свод, так же, как это делается в сталеплавильных печах. Загрузку

шихты производят через отверстия в своде печи. Выпуск металла и шлака производят через медные водоохлаждаемые летки, чаще всего – раздельные.

Горение дуги постоянного тока более устойчиво; более простое и точное управление посадкой электрода. За счет этого снижается расход электрической энергии на выплавку ферросплава. Печь позволяет использовать для плавки мелкие руды и концентраты без окускования, особенно при загрузке шихты через отверстие в центре электрода.

Конструкция печи постоянного тока позволяет минимизировать все неорганизованные выбросы и создает хорошие условия для использования тепла печных газов для производства тепловой и электроэнергетики.

8.4.4 Снижение выхода мелочи при дроблении ферросилиция

В особом ряду проблем фракционирования стоит проблема мелочи – фракция 0– 10 мм ввиду того, что при сложившейся структуре производственных заказов существуют трудности с ее реализацией.

Основными направлениями решения проблемы мелочи является:

- изменение технологической схемы дробления ферросилиция;
- разливка металла в тонкие слитки;
- рассев мелочи с получением промежуточных товарных фракций;
- переработка мелочи внутри предприятия.

На образование мелкой фракции влияет ряд производственных факторов, как-то:

- толщина отливаемого слитка (для «толстых» слитков (150 мм) наблюдается зональность с образованием области, обогащенной эвтектикой, которая и является источником формирования мелких фракций даже без механического воздействия за счет взаимодействия примесных элементов с атмосферной влагой);

- крупность материала для дробления (влияние величины среднего размера куска на выход мелочи обнаруживается лишь при величине зазора, сопоставимой со средним диаметром куска: в этом случае выход мелочи сокращается вдвое); что является обоснованием целесообразности многоступенчатого дробления (например, при 2-х стадийном дроблении выход мелочи металла сокращается на 3–4 % абс.);

- величина рабочего зазора дробилки (например, максимальный выход целевой фракции 10÷50 мм в размере 73,5 % сопровождается высоким уровнем выхода мелочи (до 23 %) в условиях «запредельного» режима (при величине зазора $\delta=56$ мм);

- размер шага и высота профиля зуба дробящих тел (при уменьшении высоты гребня и шага, при равном зазоре дробилка с меньшей высотой зуба дает большую степень обжатия, и более высокий выход мелочи. При равном выходе средней фракции, дробилка с «мелким» профилем плит дает больший выход мелочи);

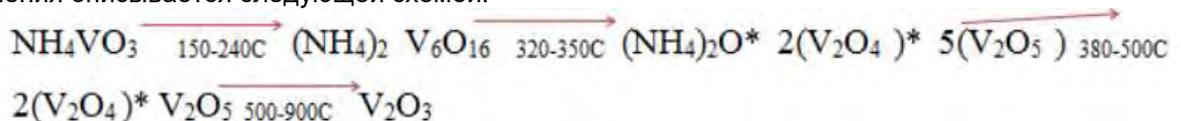
- траектория движения подвижной щеки (используемые в линиях фракционирования щековые дробилки имеют сложное качание щеки по круговой траектории, что обуславливает появление дополнительной вертикальной составляющей силы, действующей на массу засыпи и вызывающей дополнительное взаимоистирание кусков загруженного материала; для снижения эффекта роста мелочи за счет истирания рекомендуется использовать дробилки с простым маятниковым качанием подвижной щеки. При этом можно достигнуть снижения уровня мелочи – на 4,2 % абс.

8.4.5 Перспективные технологии производства оксидов ванадия и феррованадия

8.4.5.1 Производство триоксида ванадия

Производство триоксида ванадия, хотя и является более затратным, чем производство пентоксида ванадия, однако позволяет существенно экономить при производстве феррованадия. Потребление алюминия для восстановления ванадия из триоксида на ~40 % ниже, чем в случае с пентоксидом. Данная технология будет интересна в первую очередь для предприятий, способных заместить 100 % пентоксида триоксидом в случае экономической эффективности производства последнего.

Получение триоксида ванадия происходит во вращающихся прокаточных печах. Процесс получения описывается следующей схемой:



8.4.5.2 Производство феррованадия на основе триоксида ванадия

Замена пентоксида ванадия триоксидом позволит экономить до 40 % восстановителя на тонну ванадия и увеличить производительность печей за счет снижения кратности шлака. Восстановление ванадия происходит по следующим стадиям:

П-ООС 17.XX-XX-XXXX



8.4.5.3 Окислительный обжиг шихты при производстве оксидов ванадия

Обеспечивает повышение степени вскрытия ванадия до 95–96 %. Сегодня вскрытие ванадия в обжиговых печах ограничено. Это вызвано намеренным ограничением температуры обжига для недопущения окомкования материала. Освоение окислительного обжига окомкованной шихты позволит увеличить температуру, а, следовательно, и вскрытие шихты до уровня 95–96 %.

8.4.5.4 Использование тепла отходящих газов обжиговых печей и печей плавки пентоксида ванадия

Обеспечивает сокращение энергозатрат на производство продукции. Отходящие газы обжиговой печи имеют температуру 300–400°C, отходящие газы на печах плавки пентоксида ванадия – около 500–600°C. При этом на производстве существует постоянная потребность в тепле для следующих процессов:

- 1) сушка полупродуктов,
- 2) отопление,
- 3) нагрев воды.

Проекты по использованию тепла отходящих газов за счет установки теплообменников на трубопроводах газоочистки принимаются в рассмотрение, однако их экономическая эффективность в существующих условиях крайне низка.

8.4.5.5 Использование сливного шлака, образующегося при выплавке феррованадия, в качестве материала для рекультивации земель

В качестве материала для рекультивации техногенно-нарушенных земель и материала для пересыпки твердых коммунальных отходов при их захоронении на полигонах шлак заменяет природные материалы. Для использования в этих целях требуется разделение шлака на фракции, дробление, выборка металлических включений, площадка с искусственным водонепроницаемым покрытием для складирования готового материала или накопитель.

9. Система экологического менеджмента

9.1 Основные принципы системы экологического менеджмента

Ожидания общества в отношении устойчивого развития, прозрачности и подотчетности развивались наряду с ужесточением природоохранного законодательства, растущим воздействием загрязнений на окружающую среду, неэффективным использованием ресурсов, неправильным управлением отходами, климатическими изменениями, деградацией экосистем и потерей биологического разнообразия.

Указанные проблемы оказывают значительное влияние на бизнес и распространяются на общество в целом, контрольно-надзорные органы, потребителей, клиентов, локальные сообщества и другие заинтересованные стороны, которым необходимы гарантии бизнеса по бережному и ответственному отношению к окружающей среде, а также по отсутствию пагубных последствий деятельности организации, ее продукции и производственных операций. Системный подход к решению вопросов экологического менеджмента дает возможность управлять бизнес-рисками, а также обеспечивать высокий уровень экологической ответственности (СТБ ISO 14001 – 2017)

Система экологического менеджмента (далее-СЭМ) представляет собой часть системы менеджмента организации, используемую для управления экологическими аспектами, выполнения принятых обязательств и учитывающую риски и возможности. Основой систем менеджмента организации является цикл PDCA (Plan – планируй, Do – делай, Check – контролируй, Act – принимай решения), который представляет непрерывный, повторяющийся процесс, позволяющий организации разработать, внедрить и поддерживать ее экологическую политику и постоянно совершенствовать систему экологического менеджмента в целях улучшения показателей экологической эффективности.

В общем случае система менеджмента – это совокупность взаимосвязанных элементов, используемых для установления политики и целей, а также для достижения этих целей (рисунок 9.1). СЭМ включает в себя организационную структуру, деятельность по планированию, распределение ответственности, практики, процедуры, процессы и ресурсы.

Эффективность системы экологического менеджмента определяется следующими условиями (СТБ ISO 14031 – 2003):

- управляется не изолированно, а интегрирована в бизнес-процессы организации;
- принимается во внимание при принятии стратегических бизнес-решений;
- согласована с бизнес-целями;
- обеспечивается ресурсами, предоставляемыми своевременно и эффективным образом;
- приносит реальную пользу для организации;
- постоянно улучшает и обеспечивает долгосрочный успех.

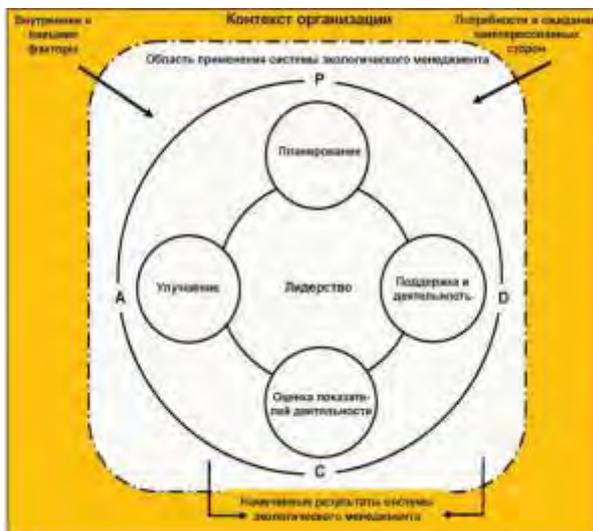


Рисунок 9.1 – Модель системы экологического менеджмента

Экологический аспект – ключевое понятие СЭМ. Экологический аспект рассматривается как элемент деятельности организации, ее продукции или услуг, который может взаимодействовать с окружающей средой. Использование этого понятия существенно облегчает применение подходов предотвращения загрязнения, так как позволяет идентифицировать и обеспечить контроль экологических аспектов и тем самым минимизацию негативного воздействия при условии соблюдения производственных требований. Соотношение «экологические аспекты» и «воздействие на окружающую среду» можно рассматривать как соотношение «причины и условия» и «следствие». В контексте НДТМ это означает, что контроль причин и условий воздействия – экологических аспектов – позволяет решать задачи предотвращения и/или сокращения негативного воздействия организации на окружающую среду, т. е. обеспечивать ее защиту.

Для предприятий области распространения настоящего справочника НДТМ приоритетные экологические аспекты идентифицируются в результате анализа таких факторов воздействия на окружающую среду, как:

- выбросы загрязняющих веществ в атмосферный воздух;
- сбросы загрязняющих веществ в водные объекты и организация водооборотных циклов;
- образование отходов;
- потребление энергии, сырья и материалов.

В открытых нефинансовых отчетах компаний, предприятия которых реализуют виды деятельности, отнесенные к областям применения настоящего справочника НДТМ, отмечено, что приоритетное внимание следует уделять улучшению показателей экологической результативности производственных процессов и учету экологических требований в инвестиционной политике при реконструкции и развитии производства. Планирование имеет решающее значение для определения и принятия мер, необходимых для достижения СЭМ запланированных результатов и адекватного реагирования:

- на наиболее важные экологические аспекты (т.е. для повышения экологической эффективности и предотвращения загрязнений);
- соблюдение обязательств в части соответствия требованиям;
- риски и потенциальные возможности, существенные для рассмотрения.

Следует отметить, что с принятием стандарта СТБ ISO 14001 – 2017 появились системные инструменты, которые нацелены на повышение результативности системы экологического менеджмента (менеджмент рисков, оценка зрелости элементов системы).

В целях определения областей совершенствования СЭМ, планирования мероприятий, прогноза достижения заявленных результатов целесообразна оценка уровня зрелости СЭМ и/или ее отдельных элементов с применением матрицы зрелости (см. таблицу 9.1).

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

Таблица 9.1 – Матрица зрелости системы экологического менеджмента и ее элементов (пример)

Подпункт стандарта*	Уровни зрелости системы экологического менеджмента				
	1	2	3	4	5
4.1 Понимание организации и ее контекста					
4.2 Понимание потребностей и ожиданий всех заинтересованных сторон					
4.3					
4.4					
5.1					
5.2 Экологическая политика организации	Руководители высшего звена организации признают необходимость соответствующей экологической политики	Руководители высшего звена организации разработали проект экологической политики, которая в соответствии с областью применения СЭМ подходит для данной организации (соответствует целям и контексту организации, включая тип, масштаб и виды воздействия ее деятельности, продукции и услуг на окружающую среду)	Руководители высшего звена организации завершили разработку экологической политики, которая учитывает заинтересованность в: - защите окружающей среды, включая предотвращение вредных загрязнений; - выполнении обязательств по соблюдению экологических и иных требований (обязательства соответствия); - непрерывном совершенствовании СЭМ с целью повышения экологической эффективности	Экологическая политика внедряется и распространяется во всей организации. Политика в области охраны окружающей среды регистрируется в виде задокументированной информации	Экологическая политика используется в качестве основы для определения экологических целей
5.3					
6.1.1 Действия в отношении рисков и возможностей					
6.1.2 Экологические аспекты					
....					
9.2 Внутренний аудит					
9.3 Анализ со стороны руководства					
....					
10.2 Несоответствия и корректирующие действия					
10.3 Непрерывное совершенствование СЭМ					

Строки в матрице соответствуют элементам СЭМ по СТБ ISO 14001 – 2017, а столбцы матрицы – характеру (уровню) выполнения соответствующих требований стандарта (их 5, низший уровень зрелости 1, высший уровень зрелости 5). Уровни 1 и 5 определены четко. Уровень 1 характеризует понимание конкретного элемента СЭМ в целом, но не означает соответствия стандарту. Уровни 2–4 в этой матрице не характеризуют каких-либо конкретных показателей системы экологического менеджмента, однако предназначены для облегчения продвижения каждого ее элемента по матрице уровней зрелости. Уровень 5 отвечает требованиям стандарта к конкретному элементу СЭМ.

Современные системы менеджмента разрабатываются с учетом оценки рисков и возможностей: первоочередное внимание уделяется экологическим аспектам, вызывающим наиболее значимое негативное воздействие на окружающую среду, обуславливающим репутационные риски и проблемы взаимодействия с природоохранными органами и населением и, напротив, открывающим дополнительные возможности для развития бизнеса.

Организация должна иметь процесс(ы) определения рисков и возможностей, которые необходимо учесть, при этом организация обладает свободой в выборе подхода к определению рисков и возможностей. Примеры рисков и возможностей, которые необходимо учесть, представлены в СТБ ISO 14001 – 2017.

Организация может использовать существующие бизнес-процессы для определения рисков и возможностей. Выбранный подход может предусматривать простой качественный метод или количественную оценку (например, применение критериев для матрицы принятия решений) в зависимости от среды, в которой функционирует организация. Примеры подходов представлены в СТБ ISO 14001 – 2017.

Применительно к СЭМ существуют три возможных источника рисков и возможностей, которые необходимо принимать во внимание для обеспечения уверенности в том, что система экологического менеджмента может достигнуть намеченных результатов, предотвратить или уменьшить нежелательные воздействия и добиться постоянного улучшения:

- экологические аспекты;
- принятые обязательства;
- другие факторы и требования.

Установленные риски и возможности, которые необходимо учесть, являются входами для деятельности по планированию, для разработки экологических целей и для управления соответствующими видами деятельности в целях предотвращения неблагоприятного экологического воздействия и других нежелательных воздействий.

Последовательное улучшение экологической результативности и предотвращение загрязнения являются ключевыми принципами СЭМ.

Предотвращение загрязнения предполагает использование процессов, практических методов, подходов, материалов, продукции или энергии для того, чтобы избежать, уменьшить или контролировать (отдельно или в сочетании) образование, выброс или сброс любого типа загрязняющих веществ или отходов, чтобы уменьшить отрицательное воздействие на окружающую среду. Предотвращение загрязнения может включать уменьшение или устранение источника, изменение процесса, продукции или услуги, эффективное использование ресурсов, замену материалов и энергии, повторное использование, восстановление, вторичную переработку, утилизацию и очистку. Таким образом, принцип предотвращения загрязнения полностью соответствует содержанию термина «наилучшие доступные технологии».

Последовательное улучшение – периодический процесс совершенствования системы экологического менеджмента с целью улучшения общей экологической результативности, согласующийся с экологической политикой организации.

«Процесс улучшения, год за годом, измеримых результатов системы экологического менеджмента, связанных с управлением организацией ее значимыми экологическими аспектами, основанный на ее экологической политике, целях и задачах, причем улучшение результатов необязательно должно происходить во всех сферах деятельности одновременно».

Процесс последовательного улучшения реализуется путём постановки экологических целей и задач, выделения ресурсов и распределения ответственности для их достижения и выполнения. При этом с точки зрения наилучших доступных технологий детализированные требования к результативности должны ставиться с учётом технологических показателей НДТМ. Тем самым, принцип последовательного улучшения приобретает конкретность, получает численные ориентиры, что соответствует современным взглядам на требования к системам экологического менеджмента.

В связи с тем, что для постановки и проверки выполнения задач СЭМ необходимо обеспечить систему оценки (в том числе и по результатам измерений) показателей результативности, разработка программ экологического менеджмента предполагает и совершенствование практики производственного экологического мониторинга и контроля, включая выбор, обоснование и организацию измерений ключевых параметров

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

В отличие от прошлых версий стандартов, устанавливающих требования к СЭМ, в СТБ ISO 14001 – 2017 значительное внимание уделено таким понятиям, как демонстрация лидерства на всех уровнях, учёт контекста (среды) организации и ожиданий заинтересованных сторон, а также, как уже отмечено, учёт рисков и возможностей.

В порядке учёта контекста (среды) организации необходимо определить внешние и внутренние факторы, относящиеся к намерениям организации и влияющие на её способность достигать намеченных результатов. Такие факторы должны включать в себя особенности экологических условий, воздействия организации на окружающую среду, а также сложившееся в обществе восприятие вида деятельности или отрасли.

Действенность СЭМ обеспечивается путём разработки, внедрения и соблюдения основных процедур, необходимых для управления экологическими аспектами. Процедуры определяют последовательность операций и важные факторы этапов различных видов деятельности. В процедуры могут быть включены рабочие критерии нормального выполнения этапа, действия в случае отклонения от нормы, или критерии выбора последующих этапов.

Процедуры позволяют обеспечить:

- взаимодействие подразделений для решения задач, вовлекающих более одного подразделения;
- функционирование сложных организационных структур (например, матричных);
- точное выполнение всех этапов важных видов деятельности; - надёжный механизм изменения действий (в частности, последовательного улучшения);
- накопление опыта и передачу его от специалистов новым работникам.

В связи с тем, что значительное негативное воздействие на окружающую среду нередко вызывается нештатными ситуациями, СЭМ включает требование обеспечения подготовленности к таким ситуациям и разработки ответных действий. Предприятие должно установить, внедрить и поддерживать процедуру(ы), необходимую(ые) для выявления потенциально возможных аварий и нештатных ситуаций, которые могут оказывать воздействие на окружающую среду, и определения того, как организация будет на них реагировать. Предприятие должно также реагировать на возникающие нештатные ситуации и аварии и предотвращать или смягчать связанные с ними негативные воздействия на окружающую среду. Работоспособность таких процедур целесообразно периодически проверять на практике.

В контексте наилучших доступных технических методов, речь не идёт о сертификации систем экологического менеджмента. Аналогичная позиция представлена в справочнике Европейского Союза по наилучшим доступным технологиям [17]. В этом документе сказано, что наилучшей доступной технологией следует считать разработку СЭМ и следование её принципам. Практический опыт отечественных предприятий свидетельствует о том, что основные преимущества состоят в использовании ключевых методов СЭМ, в том числе таких, как:

- идентификация экологических аспектов производства (и выделение из их числа приоритетных аспектов);
- укрепление системы производственного экологического мониторинга и контроля;
- разработка и выполнение программ экологического менеджмента и тем самым достижение последовательного улучшения результативности там, где это практически возможно;
- разработка и внедрение процедур, необходимых для обеспечения соответствия организации требованиям нормативов, установленных на основе технологических показателей.

Предприятия, реализующие виды деятельности, отнесенные к областям применения настоящего справочника НДТМ, занимаются разработкой, внедрением и совершенствованием систем экологического менеджмента (СЭМ) со времени публикации первых международных стандартов (1996–1998 гг.). В настоящее время действует СТБ ISO 14001 – 2017 и многие предприятия сообщают о получении сертификатов в соответствии с новыми требованиями. Информация об этом размещена на официальных сайтах предприятий.

9.2 Затраты и выгоды внедрения системы экологического менеджмента

Затраты на внедрение СЭМ зависят от многих факторов, в том числе от наличия работоспособной системы менеджмента качества, от уровня подготовки персонала, от размера предприятия (количества сотрудников), от решения руководства о привлечении консультационных компаний или о внедрении системы экологического менеджмента собственными силами. По некоторым оценкам, для крупных организаций затраты на полномасштабное внедрение СЭМ могут достигать 30 000 руб. (не включая трудозатраты персонала). При этом следует подчеркнуть, что разработка и применение основных методов СЭМ, как правило, не требуют привлечения сторонних консультантов, но позволяют получить многие преимущества в сфере управления приоритетными экологическими аспектами.

Наиболее значимая составляющая экономической эффективности природоохранной деятельности, усиливающая внедрение СЭМ, связана с применением принципа предотвращения загрязнения. Гораздо более эффективно, а нередко – единственно возможно, снизить негативное

воздействие какой-либо деятельности на окружающую среду за счет влияния на процессы, его вызывающие, – первопричину воздействия. Процессный подход и методы предотвращения загрязнения стремятся устранить причину вредного воздействия, оперируя такими методами, как:

- изменение инструментов управления и организации производства;
- вторичное и многократное использование и/или переработка материалов;
- изменение технического оформления производственных процессов; - изменение технологии

(переход на технологию, соответствующую НДТМ, более экологически безопасную и ресурсоэффективную).

Методы предотвращения загрязнения зачастую оказываются весьма результативными и экономически эффективными. Это относится и к методам, связанным с изменением технологических решений (требующим значительных затрат), но в первую очередь – к организационным подходам, связанным с контролем процесса производства, вторичным использованием или переработкой материалов, логистикой производства и т. п.

Именно эти методы становятся основным инструментом СЭМ по снижению воздействия на окружающую среду. Подходы предотвращения загрязнения могут использоваться совместно и одновременно с методами «на конце трубы», дополняя друг друга для обеспечения максимальной экономической эффективности и экологической результативности. Более того, СЭМ играет роль той структуры, в которой поиск и применение подходов предотвращения загрязнения принимает регулярный и систематический характер, а организационные и управленческие решения реализуются наиболее успешно.

9.3 Наилучшие доступные технические методы

НДТМ 9.3 Создание и внедрение системы экологического менеджмента

10 Индикативные показатели удельных выбросов парниковых газов

10.1 Краткая характеристика отрасли с точки зрения выбросов парниковых газов

10.1.1 Энергоемкость производства стали

Черная металлургия является энергоемкой отраслью, в которой до 75 % совокупного потребления топливно-энергетических ресурсов обеспечивается за счет сжигания угля. В 2019 году потребление угля в черной металлургии в мире составило около 900 млн т у. т., что составляет порядка 15 % его совокупного мирового потребления.

Большая часть угля в черной металлургии потребляется в доменных печах в виде кокса. В ряде регионов мира в качестве альтернативного топлива для доменного способа производства в качестве топлива используется природный газ, нефтепродукты, угольная пыль и вторичные энергоресурсы, однако доля данных видов энергоресурсов в совокупном потреблении энергии предприятиями черной металлургии является незначительной.

Вторым по значимости топливно-энергетическим ресурсом, потребляемым в черной металлургии, является электроэнергия, совокупное потребление в отрасли по итогам 2019 года составляло 1230 ТВт·ч, порядка 25 % которого приходится на электродуговые печи.

Мировое потребление природного газа в черной металлургии составляло по итогам 2019 г. порядка 90 млрд м куб. (или 3,4 ЭДж), основными направлениями его использования в отрасли является производство тепла, а также восстановительных газов (в частности, порядка 5 млн т водорода, применяемого в технологическом процессе прямого восстановления железа).

На протяжении последних двух десятилетий, согласно оценкам IEA, энергоемкость производства продукции черной металлургии в мире снизилась незначительно, и в целом этот фактор был компенсирован значительным ростом производства продукции отрасли, что повлекло устойчивый рост потребления топливно-энергетических ресурсов и эмиссии парниковых газов предприятиями индустрии.

Энергоемкость производства сильно зависит от соотношения используемого металлолома и железной руды. В частности, первичное производство стали характеризуется более высокой (до 8 раз) энергоемкостью по сравнению с применением металлолома в качестве сырья. В настоящее время порядка 80 % мирового производства стали приходится на первичные методы производства, что обуславливает высокую степень зависимости отрасли от потребления органического топлива, и, соответственно, высокий уровень эмиссии парниковых газов.

Анализ данных the World Steel Association 2 (далее – WSA) и the International Energy Agency 3 (далее – IEA) (таблица 10.1) свидетельствует о том, что среднемировое значение энергоемкости производства стали для доменно-конверторного способа, в зависимости от методики оценки, составляет 21,4-22,7 ГДж/т, электродугового способа при использовании металлолома – 2,1-5,2 ГДж/т, технологической цепочки «железо прямого восстановления – электродуговая печь» (далее – ПВЖ-ЭДП) (при использовании природного газа) – 17,1-21,8 ГДж/т.

П-ООС 17.XX-XX-XXXX

В целом средняя энергоемкость производства стали для стран G20 оценивается в 19 ГДж (или 0,45 т н.э.) с учетом энергозатрат на финишные процессы, производство ферросплавов и другие вспомогательные процессы.

Таблица 10.1 – Средняя энергоемкость производства стали в мире в зависимости от способа производства, ГДж/т

Методология	Доменная-конвертор	ЭДП (на металлоломе)	ПВЖ-ЭДП (на природном газе)
IEA	21,4	2,1	17,1
WSA	22,7	5,2	21,8

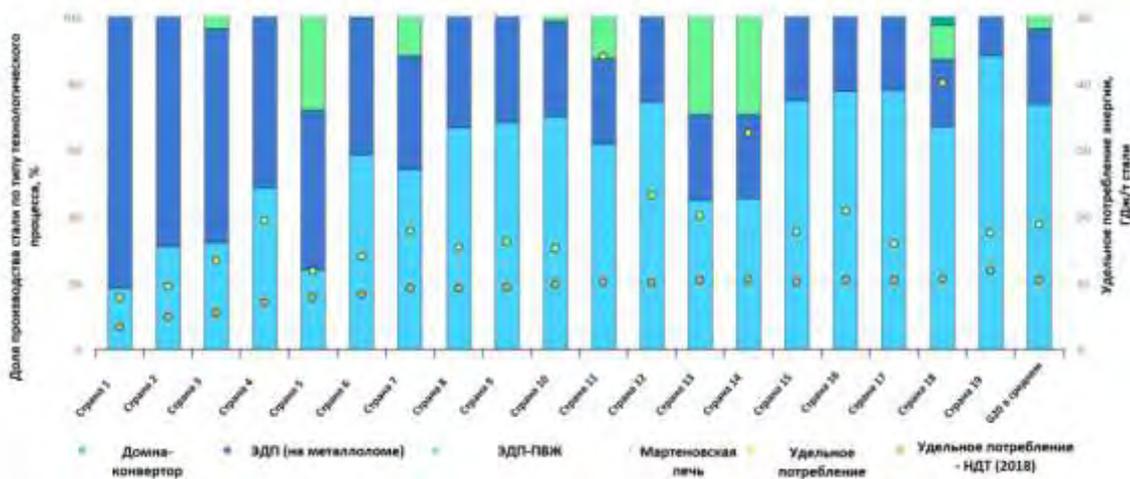
Источник: IEA, WSA [78]

На рисунке 10.1 рассмотрены данные по энергоемкости производства стали в странах G20 согласно данным IEA.

Как следует из представленных данных, доминирование доменно-конверторного способа производства стали в ключевых странах мира обуславливает сохраняющуюся высокую энергоемкость процессов черной металлургии. При этом рядом государств G20 осуществляется активный переход на использование технологической цепочки ПВЖ-ЭДП.

2 The World Steel Association (всемирная ассоциация производителей стали), официальный сайт: <https://worldsteel.org/>

3 The International Energy Agency (международное энергетическое агенство), официальный сайт: <https://www.iea.org/>



Источник: IEA [79]

Рисунок 10.1 — Энергоемкость производства стали в странах G20, ГДж/т

10.1.2 Углеродоемкость производства стали

Следствием высокой энергоемкости производства стали в мире является значительный вклад отрасли в эмиссию парниковых газов промышленными источниками: совокупный объем прямых выбросов парниковых газов предприятиями черной металлургии по итогам 2019 г. составил 2,6 Гт прямых выбросов CO₂-экв., что составляет около 30 % общей эмиссии промышленными источниками. При этом общий углеродный след черной металлургии в мире в 2019 г. оценивался приблизительно в 3,7 Гт CO₂-экв., в том числе косвенные выбросы составляли в 1,1 Гт CO₂-экв.

10.2 Методология проведения бенчмаркинга удельных выбросов парниковых газов

10.2.1 Определение границ производственных процессов для количественного определения выбросов парниковых газов и выбор методик(и) расчета выбросов ПГ

Количественная оценка выбросов парниковых газов выполнена для следующих производственных процессов (переделов) отрасли черной металлургии:

- добыча железной руды и производство железорудных концентратов;
- производство кокса;
- производство агломерата;

- производство железорудных окатышей;
- производство чугуна в доменной печи;
- производство железа прямого восстановления;
- производство стали в конвертерах;
- производство стали в электродуговых печах.
- горячий прокат и обработка (в т.ч. бесшовные трубы, катанка, сортовой прокат).

Границы расчета выбросов парниковых газов от производственных процессов (переделов) отрасли черной металлургии приведены в таблице 10.2.

Таблица 10.2 – Границы расчета выбросов парниковых газов от производственных процессов (переделов) отрасли черной металлургии

Наименование производственного процесса (передела)	Описание границ
<p>Добыча руды и производство концентратов (справочно)</p>	<p>Добыча железных руд открытым способом (буровые работы, взрывные работы, пыление отвалов пустых пород и некондиционных руд извлечение руды из массива горных пород, погрузочно-разгрузочные работы, транспортирование горной массы, отвалообразование и складирование, первичное дробление, отгрузка продукции, установки газо- и водоочистки)</p> <p>Добыча железных руд подземным способом (буровые работы, взрывные работы, погрузочно-разгрузочные работы, транспортирование горной массы)</p> <p>Обогащение железных руд методом измельчения с последующим разделением полезного компонента и пустой породы (подготовительные процессы (дробление, измельчение, грохочение, классификация), обогащение (гравитационная, мокрая магнитная сепарация; флотация, электрическая сепарация, специальные методы обогащения), вспомогательные (обезвоживание (сгущение и фильтрование), сушка, пылеулавливание), транспортирование руды, концентрата и продуктов обогащения, погрузочно-разгрузочные работы, складирование; классификация, сгущение и транспортирование хвостов; установки газо- и водоочистки)</p> <p>Обогащение железных руд методом измельчения с последующим разделением полезного компонента и пустой породы методами сухой магнитной сепарации (подготовительные процессы (дробление, измельчение, грохочение, классификация), обогащение (гравитационная, сухая магнитная сепарация), вспомогательные (пылеулавливание), транспортирование руды и продуктов обогащения, погрузочно-разгрузочные работы, складирование; фракционирование, транспортирование сухих хвостов; установки газо- и водоочистки)).</p> <p>Не включаются в границы выбросы парниковых газов от использования топлива и энергоресурсов (электроэнергии, тепловой энергии, технических газов) на:</p> <ul style="list-style-type: none"> – водоподготовку и водоотведение за пределами данного производства; – выработку сжатого воздуха; – транспортировку и переработку твердых и жидких отходов за пределами данного производства; – ремонтные работы; – общецеховые нужды, не связанные непосредственно с технологическим процессом.
<p>Производство кокса</p>	<p>Производство кокса (подготовка углей к коксованию (размораживание, погрузочно-разгрузочные работы, складирование, дробление, дозировка, транспортирование), технологические процессы производства кокса (загрузка камер коксования угольной шихтой, трамбование шихты, нагрев угольной шихты в коксовых печах, отвод и охлаждение прямого коксового газа из камер коксования, выдача готового кокса из печей, тушение кокса, сортировка кокса на фракции, транспортирование в границах передела, очистка коксового газа, биохимическая очистка сточных вод).</p> <p>Не включаются в границы выбросы парниковых газов от использования топлива и энергоресурсов (электроэнергии, тепловой энергии, технических газов) на:</p> <ul style="list-style-type: none"> – водоподготовку и водоотведение за пределами данного производства; – выработку сжатого воздуха; – транспортировку и переработку твердых и жидких отходов за пределами данного производства; – ремонтные работы; – общецеховые нужды, не связанные непосредственно с технологическим процессом.

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

Продолжение таблицы 10.2

<p>Производство агломерата</p>	<p>Производство агломерата (прием сырья, размораживание, складирование, усреднение, подготовка компонентов агломерационной шихты к спеканию (измельчение, смешивание, грануляция), спекание шихты на конвейерных машинах, охлаждение и дробление агломерата, горячее и холодное грохочение, сортировка, отсеивание мелочи, установки газо- и водоочистки). Не включаются в границы выбросы парниковых газов от использования топлива и энергоресурсов на:</p> <ul style="list-style-type: none"> – водоподготовку и водоотведение за пределами данного производства; – выработку сжатого воздуха; – транспортировку и переработку твердых и жидких отходов за пределами данного производства; – ремонтные работы; – общецеховые нужды, не связанные непосредственно с технологическим процессом.
<p>Производство железорудных окатышей</p>	<p>Окускование железорудного сырья путем производства обожженных окисленных окатышей (подготовка шихты (дробление, измельчение смешивание), окомковывание, классификация, обжиг, погрузочно-разгрузочные работы, транспортирование, сортировка, складирование, установки газо- и водоочистки). Не включаются в границы выбросы парниковых газов от использования топлива и энергоресурсов (электроэнергии, тепловой энергии, технических газов) на:</p> <ul style="list-style-type: none"> – водоподготовку и водоотведение за пределами данного производства; – выработку сжатого воздуха; – транспортировку и переработку твердых и жидких отходов за пределами данного производства; – ремонтные работы; – общецеховые нужды, не связанные непосредственно с технологическим процессом.
<p>Производство чугуна в доменной печи</p>	<p>Производство чугуна (прием и хранение сырья, дозирование, отсеивание мелочи, загрузка печи, подготовка дутья, выплавка чугуна, разливание товарного чугуна на разливочных машинах, обработка доменного шлака, очистка доменного газа и утилизация его химической энергии, утилизация избыточного давления доменного газа, транспортировка жидкого чугуна в сталеплавильный цех, установки газо- и водоочистки). Не включаются в границы выбросы парниковых газов от использования топлива и энергоресурсов (электроэнергии, тепловой энергии, технических газов) на:</p> <ul style="list-style-type: none"> – водоподготовку и водоотведение за пределами данного производства; – выработку сжатого воздуха; – транспортировку и переработку твердых и жидких отходов за пределами данного производства; – ремонтные работы; – общецеховые нужды, не связанные непосредственно с технологическим процессом.
<p>Производство железа прямого восстановления</p>	<p>Производство железорудного сырья с высоким содержанием железа металлического по технологии прямого восстановления железа в шахтных печах металлургии (транспортировка исходного сырья, его классификация, покрытие перед восстановлением, генерация восстановительного газа, окислительная пассивация восстановленных окатышей, горячее брикетирование восстановленных окатышей и охлаждение ГБЖ, погрузочно-разгрузочные работы, транспортирование в границах передела, установки газо- и водоочистки). Не включаются в границы выбросы парниковых газов от использования топлива и энергоресурсов на:</p> <ul style="list-style-type: none"> – водоподготовку и водоотведение за пределами данного производства; – выработку сжатого воздуха; – транспортировку и переработку твердых и жидких отходов за пределами данного производства; – ремонтные работы; – общецеховые нужды, не связанные непосредственно с технологическим процессом.
<p>Производство стали в конвертерной печи (включая внепечную обработку и разливание)</p>	<p>Производство стали в конвертерах (прием, усреднение жидкого чугуна в стационарном миксере, перелив из чугуновозных ковшей или чугуновозных ковшей миксерного типа в чугунозаливочные ковши, подготовка твердой металлической шихты и шлакообразующих материалов, десульфурация чугуна, прием и подготовка ферросплавов, выплавка стали, выпуск расплава из конвертера в сталеразливочный ковш, присадка ферросплавов, раскислителей и других добавок, внепечная обработка расплава, подготовка сталеразливочных и промежуточных ковшей, разливание стали на МНЛЗ или в изложницы (слитки), обработка непрерывнолитых заготовок и слитков, переработка и утилизация шлаков производства, установки газо- и водоочистки). Не включаются в границы выбросы парниковых газов от использования топлива и энергоресурсов (электроэнергии, тепловой энергии, технических газов) на:</p> <ul style="list-style-type: none"> – водоподготовку и водоотведение за пределами данного производства; – выработку сжатого воздуха; – транспортировку и переработку твердых и жидких отходов за пределами данного производства; – ремонтные работы; – общецеховые нужды, не связанные непосредственно с технологическим процессом.

Окончание таблицы 10.2

<p>Производство стали в электродуговой Печи (включая внепечную обработку и разливку) с использованием ПВЖ/ГБЖ</p>	<p>Производство стали в электродуговых печах (подготовка шихтовых материалов, подготовка печи, завалка шихты, залив чугуна (если применимо), плавка, обезуглероживание, выпуск, раскисление, легирование, внепечная обработка, разливка стали на МНЛЗ, подготовка сталеразливочных ковшей, обработка электросталеплавильного шлака и пыли, очистка отходящего газа сталеплавильных печей, установки газо- и водоочистки).</p>
<p>Производство стали в электродуговой печи (включая внепечную обработку и разливку) с использованием жидкого чугуна</p>	<p>Не включаются в границы выбросы парниковых газов от использования топлива и энергоресурсов (электроэнергии, тепловой энергии, технических газов) на:</p> <ul style="list-style-type: none"> – водоподготовку и водоотведение за пределами данного производства; – выработку сжатого воздуха; – транспортировку и переработку твердых и жидких отходов за пределами данного производства; – ремонтные работы; – общецеховые нужды, не связанные непосредственно с технологическим процессом.
<p>Производство стали в электродуговой печи (включая внепечную обработку и разливку) с использованием лома</p>	
<p>Горячий прокат и обработка (в т.ч. бесшовные трубы, катанка, сортовой прокат) (справочно)</p>	<p>Производство горячекатаного плоского проката:</p> <ul style="list-style-type: none"> - предварительная подготовка заготовки, нагрев заготовки, удаление окалины, прокат (горячая прокатка в реверсивных, полунепрерывных, непрерывных станах), охлаждение, финишная обработка (резка, термообработка, правка, травление, промывка, сушка), установки газо- и водоочистки. <p>Производство горячедеформированных (горячекатаных и горячепрессованных) труб:</p> <ul style="list-style-type: none"> - производство горячекатаных труб: нагрев заготовки, удаление окалины, прокат (прошивка заготовок, раскатка гильз, калибровка, правка, резка), высадка концов труб, термообработка, финишная обработка (нарезка резьб, снятие фаски, обработка торцов, гидроиспытание труб, нанесение консервационного покрытия, покраска труб), установки газо- и водоочистки; - производство горячепрессованных труб: подготовка заготовки (обточка, порезка, сверление, торцовка), (нагрев, удаление окалины, прошивка либо экспандирование заготовки, прессование гильз, химическая обработка труб, термообработка (нормализация, отпуск, отжиг), финишная обработка (резка, снятие фаски, обработка торцов, правка), установки газо- и водоочистки <p>Производство сортового проката (в том числе длинномерной продукции):</p> <p>производство арматуры и катанки: нагрев блюмовой заготовки, прокат (получение арматуры и катанки), подготовка катанки (удаление окалины, травление), волочение (сухое или мокрое), термообработка (отжиг, патентирование, закалка), финишная обработка, установки газо- и водоочистки;</p> <ul style="list-style-type: none"> - производство сортовой продукции: нагрев блюмовой заготовки, прокат (формование сортового профиля), охлаждение, термообработка, финишная обработка, установки газо- и водоочистки. <p>Не включаются в границы выбросы парниковых газов от использования топлива и энергоресурсов (электроэнергии, тепловой энергии, технических газов) на:</p> <ul style="list-style-type: none"> – водоподготовку и водоотведение за пределами данного производства; – выработку сжатого воздуха; – транспортировку и переработку твердых и жидких отходов за пределами данного производства; – ремонтные работы; – общецеховые нужды, не связанные непосредственно с технологическим процессом.

10.2.2 Исходные данные для расчета выбросов парниковых газов

Бенчмаркинг удельных выбросов парниковых газов выполнен на основании данных предприятий отрасли черной металлургии, являющихся крупнейшими производителями металлургической продукции в Республике Беларусь.

10.2.3 Методические подходы к количественной оценке выбросов парниковых газов

При проведении количественной оценки выбросов ПГ для отрасли черной металлургии учитываются выбросы CO₂, выбросы иных парниковых газов не учитываются, т.к. их вклад в общую массу выбросов парниковых газов составляет менее 1 %.

Для расчета интенсивности выбросов CO₂ в целях определения бенчмарков производства продукции черной металлургии принята единая методика для всех видов продукции (концентрат, кокс, агломерат, окатыши, железо прямого восстановления (горячебрикетированное железо), чугуны, электросталь, конвертерная сталь, горячекатаный прокат), на основании методических подходов, описанных в существующих национальных нормативно-методических документах, международных руководящих документах стандартизации ТКП 17.09-06-2022 (33140), [81], [82], [83], [84], [67].

Методика учитывает прямые выбросы CO₂ от производственного процесса (передела), а также косвенные выбросы, связанные с производством электрической и тепловой энергии, технических газов и дутья, используемых в производственном процессе (на переделе).

Методика разработана для целей установления индикативных показателей выбросов парниковых газов отдельных производственных процессов (переделов) и позволяет провести сравнительный анализ (бенчмаркинг) производственных процессов (переделов) отрасли.

Выбросы определяются за один полный календарный год.

Расчет интенсивности выбросов CO₂ (бенчмарк) для производства продукции

Расчет удельных выбросов CO₂ для производства продукции выполняется по формуле (1):

$$I_{CO_2} = E^*_{CO_2, \text{прям.}} + E_{CO_2, \text{электр.}} + E_{CO_2, \text{тепл.}} + E_{CO_2, \text{тех.газы}} + \Delta E_{CO_2, \text{втор.газы}}, \quad (1)$$

где I_{CO_2} – интенсивность выбросов (бенчмарк) для производства определенного вида металлургической продукции, т CO₂/т продукции;

$E^*_{CO_2, \text{прям.}}$ – удельные прямые выбросы в границах производственного процесса (передела) без учета вторичных топливных газов, т CO₂/т продукции;

$E_{CO_2, \text{электр.}}$ – удельные выбросы, связанные с электроэнергией, т CO₂/т продукции;

$E_{CO_2, \text{тепл.}}$ – удельные выбросы, связанные с тепловой энергией, т CO₂/т продукции;

$E_{CO_2, \text{тех.газы}}$ – удельные выбросы, связанные с техническими газами и дутьем, т CO₂/т продукции;

$\Delta E_{CO_2, \text{втор.газы}}$ – удельная поправка к прямым выбросам на вторичные топливные газы, т CO₂/т продукции.

Удельные выбросы CO₂ определяются как валовые выбросы CO₂, отнесенные к объему основной произведенной продукции для каждого производственного процесса (передела).

Расчет удельных прямых выбросов CO₂ в границах производственного процесса (передела) без учета вторичных топливных газов

Расчет удельных прямых выбросов CO₂ в границах производственного процесса (передела) без учета вторичных топливных газов выполняется по формуле (2):

$$E^*_{CO_2, \text{прям.}} = [\sum(R_{\text{вх},i} \times C_{\text{вх},i}) - \sum(R_{\text{вых},j} \times C_{\text{вых},j})] \times 3,664, \quad (2)$$

где $R_{\text{вх},i}$ – удельный объем использования i-го углеродсодержащего ресурса в границах производственного процесса (передела) металлургической продукции (на входе в передел) за исключением вторичных топливных газов, ед. изм. (т, тыс.м³ и др.)/т продукции;

$C_{\text{вх},i}$ – содержание углерода в i-м углеродсодержащем ресурсе, т С/ед. изм. (т, тыс.м³ и др.);

$R_{\text{вых},j}$ – удельный объем производства (образования) j-го углеродсодержащего ресурса в границах производственного процесса (передела) (на выходе из передела) за исключением вторичных топливных газов, ед. изм. (т, тыс.м³ и др.)/т продукции;

$C_{\text{вых},j}$ – содержание углерода в j-м углеродсодержащем ресурсе, т С/ед. изм. (т, тыс.м³ и др.).

Вторичные топливные газы (доменный, коксовый, конвертерный) не учитываются здесь ни на входе, ни на выходе. Остальные значимые углеродсодержащие ресурсы, включая отходы, учитываются.

В формуле (2) должны учитываться объемы ресурсов, непосредственно использованные и произведенные (образовавшиеся) в технологических процессах, после внесения всех возможных поправок на изменение запасов на складах.

Рекомендуемым источником информации о расходе ресурсов являются технические и балансовые отчеты производственных и энергетических цехов предприятия.

Содержание углерода рекомендуется принимать одинаковым для всех предприятий для следующих видов топлива/сырья: природный газ, мазут, дизельное топливо, сталь и т.п.

Содержание углерода принимается по данным предприятий или рассчитывается на основании данных о физико-химических характеристиках для следующих видов топлива, сырья и продукции: коксующегося угля, кокса (валового), угля энергетический, угля в шихте и т.п. Расчет выполняется по единым формулам для всех предприятий согласно [9] или иным методическим документам, например, методологии WSA [82], [83].

Расчет удельных выбросов CO₂, связанных с потреблением и выработкой электроэнергии
 Расчет удельных выбросов CO₂, связанных с электроэнергией, выполняется по формуле (3):

$$E_{CO_2, \text{электр.}} = (P_{\text{потр.}} - P_{\text{выр.}}) \times EF_{CO_2, \text{электр.}} \quad (3)$$

где $P_{\text{потр.}}$ – удельное потребление электроэнергии в границах производственного процесса (передела), МВт·ч/т продукции;

$P_{\text{выр.}}$ – удельная выработка электроэнергии в границах производственного процесса (передела), МВт·ч/т продукции;

$EF_{CO_2, \text{электр.}}$ – коэффициент выброса для электроэнергии, т CO₂/МВт·ч.

Величины $P_{\text{потр.}}$, $P_{\text{выр.}}$ определяются по фактическим данным предприятия

Величины $P_{\text{потр.}}$ и $P_{\text{выр.}}$ при подстановке в формулу (3) не должны включать затраты электроэнергии на собственные нужды источника электроэнергии. Величина $P_{\text{потр.}}$ включает суммарное потребление электроэнергии, как поставленной со стороны для данного производства (передела), так и выработанной в границах производственного процесса (передела). Электроэнергия $P_{\text{выр.}}$ включает суммарную выработку электроэнергии, которая может быть потреблена как внутри, так и за границами рассматриваемого производственного процесса (передела).

Величина $EF_{CO_2, \text{электр.}}$ принимается равной 0,504 т CO₂/МВт·ч для всех предприятий черной металлургии, что соответствует значению по умолчанию, принимаемому WSA при определении бенчмарков. Данное значение находится между средним значением для сетевой электроэнергии в РФ (около 0,34) и приблизительным значением для конденсационного режима заводских электростанций черной металлургии (0,55-0,6) применительно к природному газу или его эквиваленту с точки зрения выбросов CO₂. Также значение 0,504 примерно соответствует замыкающему конденсационному режиму регулирующих электростанций в энергосистеме (условно газовые станции).

Расчет удельных выбросов CO₂, связанных с потреблением и выработкой тепловой энергии

Расчет удельных выбросов CO₂, связанных с тепловой энергией, выполняется по формуле (4):

$$E_{CO_2, \text{тепл.}} = (Q_{\text{потр.}} - Q_{\text{выр.}}) \times EF_{CO_2, \text{тепл.}} \quad (4)$$

где $Q_{\text{потр.}}$ – удельное потребление тепловой энергии (в паре и горячей воде) в границах производственного процесса (передела), Гкал/т продукции;

$Q_{\text{выр.}}$ – удельная выработка тепловой энергии (в паре и горячей воде) в границах производственного процесса (передела), Гкал/т продукции;

$EF_{CO_2, \text{тепл.}}$ – коэффициент выброса для тепловой энергии, т CO₂/Гкал.

Тепловая энергия включает энергию, передаваемую с паром и горячей водой.

Величины $Q_{\text{потр.}}$, $Q_{\text{выр.}}$ определяются по фактическим данным предприятия. Величина $Q_{\text{потр.}}$ включает суммарное потребление тепловой энергии, как поставленной со стороны для данного производственного процесса (передела), так и выработанной в границах производственного процесса (передела). Тепловая энергия $Q_{\text{выр.}}$ включает суммарную выработку тепловой энергии, которая может быть потреблена как внутри, так и за границами рассматриваемого производственного процесса (передела).

Величина $EF_{\text{тепл.}}$ принимается равной 0,27 т CO₂/Гкал для всех предприятий черной металлургии. Данная величина рассчитана исходя из предположения, что тепловая энергия вырабатывается на основе природного газа (как замыкающего топлива) с эффективностью производства и передачи тепловой энергии, равной 85%.

Расчет удельных выбросов CO₂, связанных с техническими газами и дутьем

Расчет удельных выбросов CO₂, связанных с техническими газами и дутьем, выполняется по формуле (5):

$$E_{CO_2, \text{тех.газы}} = \sum (G_i \times EF_{CO_2, \text{тех.газ}, i}) \quad (5)$$

где G_i – удельное потребление i-технического газа, доменного дутья в границах производства, тыс. м³/т продукции;

$EF_{CO_2, \text{тех.газ}, i}$ – коэффициент выброса для i-технического газа, доменного дутья, т CO₂/тыс. м³.

Технические газы включают кислород, азот, аргон, а также доменное дутье, используемые на технологические нужды в границах рассматриваемого производственного процесса (передела). Величины G_i определяются по фактическим данным предприятия без учета потерь при производстве и передаче. Расход газов приводится к стандартным условиям (20 °С, 101,325 кПа).

Величины $EF_{CO_2, \text{тех.газ}, i}$ для всех предприятий черной металлургии принимаются равными для кислорода 0,355 т CO₂/тыс. м³; азота 0,103 т CO₂/тыс. м³; аргона 0,103 т CO₂/тыс. м³; доменного дутья 0,05 т CO₂/тыс. м³. Для кислорода, азота и аргона приняты значения, рекомендованные WSA по умолчанию. Для доменного дутья принято значение принято на основании экспертной оценки,

П-ООС 17.XX-XX-XXXX

основанная на анализе эффективности производства дутья паро- и электровоздуходувками. Топливом считается природный газ.

Расчет удельной поправки к прямым выбросам CO₂ на вторичные топливные газы

Расчет удельной поправки к прямым выбросам CO₂ на вторичные топливные газы, выполняется по формуле (6):

$$\Delta E_{CO_2, \text{втор.газы}} = \sum [(F_{\text{потр.,}i} - F_{\text{выр.,}i} + F_{\text{потери.,}i}) \times \varepsilon_i] \times EF_{CO_2, \text{прир.газ}}, (6)$$

где $EF_{CO_2, \text{прир.газ}}$ – коэффициент выброса CO₂ для природного газа, т CO₂/т у.т;

$F_{\text{потр.,}i}$ – удельное потребление i -го вторичного топливного газа в границах производственного процесса (передела), т у.т./т продукции;

$F_{\text{выр.,}i}$ – удельная выработка (образование) i -го вторичного топливного газа в границах производственного процесса (передела), т у.т./т продукции;

$F_{\text{потери.,}i}$ – удельные потери i -го вторичного топливного газа в границах предприятия, включая сжигание на свечах, рассеивание и утечки, т у.т./т продукции;

ε_i – показатель эффективности сжигания i -го вторичного топливного газа в сравнении со сжиганием природного газа, доля.

Вторичные топливные газы включают доменный, коксовый, конвертерный газы.

Удельное потребление $F_{\text{потр.,}i}$ – включает расход доменного, коксового и конвертерного газов в рассматриваемом производственном процессе (переделе).

Удельная выработка (образование) i -го вторичного топливного газа $F_{\text{выр.,}i}$ и удельные потери i -го вторичного топливного газа в границах предприятия $F_{\text{потери.,}i}$ включаются в расчет по формуле (6) только для доменного газа в производстве доменного чугуна, коксового газа в производстве кокса, конвертерного газа в производстве конвертерной стали; для прочих производственных процессов (переделов), где указанные вторичные топливные газы не образуются, $F_{\text{выр.,}i}$ и $F_{\text{потери.,}i}$ принимаются равными нулю.

Если конвертерный (или любой другой вторичный топливный) газ не используется в качестве топлива, то при расчете по формуле (6) принимать во внимание данный газ не требуется (т.к. его вклад в поправку ΔE_{CO_2} , втор.газы равен нулю).

Величины $F_{\text{выр.,}i}$, $F_{\text{потр.,}i}$, $F_{\text{потери.,}i}$ определяются по фактическим данным предприятия. Потери $F_{\text{потери.,}i}$ принимаются по разнице между выработкой вторичного топливного газа ($F_{\text{выр.,}i}$) и его суммарным полезным использованием, включая собственные объекты и отпуск сторонним потребителям.

Величины ε_i принимаются равными: для доменного газа 0,92; коксового газа 0,99; конвертерного газа 0,95.

Расчет удельных выбросов парниковых газов с учетом потенциалов глобального потепления парниковых газов

Расчет удельных выбросов парниковых выбросов в т CO₂-эквивалента (CO₂-экв.) выполняется по формуле согласно методическим указаниям [196] по формуле (7):

$$E_{CO_2e, y} = \sum_{i=1}^n (E_{i, y} \times GWP_i), (7)$$

где $E_{CO_2e, y}$ – удельные выбросы парниковых газов в CO₂-эквиваленте за период y , т CO₂-экв./т продукции;

$E_{i, y}$ – выбросы i -парникового газа за период y , т/т продукции;

GWP_i – потенциал глобального потепления i -парникового газа, т CO₂-экв./т;

n – количество видов выбрасываемых парниковых газов;

i – CO₂, CH₄, N₂O, CHF₃, CF₄, C₂F₆, SF₆.

Для производственных процессов (переделов) отрасли черной металлургии, при расчете удельных выбросов парниковых газов в CO₂-эквиваленте учитываются только выбросы CO₂.

Значения потенциалов глобального потепления (GWP_i) приведены в Постановлении Совета Министров Республики Беларусь от 9 марта 2021 г. № 137 «О реализации положений Парижского соглашения к Рамочной конвенции Организации Объединенных Наций об изменении климата» [68]. Для CO₂ потенциал глобального потепления равен 1.

10.2.4 Коэффициенты содержания углерода и выбросов парниковых газов

Расчет выполнен на основании данных об объемах производимой продукции, также данных об объемах потребляемых материальных и энергетических ресурсов, предоставленных предприятиями отрасли при проведении анкетирования.

Коэффициенты содержания углерода в энергетических ресурсах приняты по данным предприятий, при отсутствии данных – на основании показателей, приведенных в национальных и международных методиках и стандартах. Для природного газа принят коэффициент содержания углерода по умолчанию – 0,52 т/тыс. м³ (на основании усредненных данных, полученных от предприятий).

Для неэнергетических ресурсов приняты коэффициенты по умолчанию – на основании данных ТКП 17.09-06-2022 (33140), ТКП 17.09-07-2022 (33140), методик WSA [82], [83] и Eurofer5 [84], [67], а также усреднённых данных, полученных от предприятий.

Учитываемые при проведении количественной оценки удельных выбросов CO₂ входные и выходные материально-энергетические ресурсы для производственных процессов (переделов) отрасли черной металлургии, а также рекомендуемые к использованию коэффициенты содержания углерода и выбросов парниковых газов в продукции, материальных и энергетических ресурсах приведены в таблице 10.3.

Таблица 10.3 – Коэффициенты содержания углерода и выбросов CO₂ в продукции, материальных и энергетических ресурсах (справочное)

Ресурсы	Единицы измерения	Содержание углерода, т С/ед.	Коэффициент выбросов, т CO ₂ /ед.	Источник данных/Примечание
Добыча руды и производство концентрата				
<i>Входной поток:</i>				
Известь	т (сухой вес)	0,0065	0,0238	EN 19694-2, Annex C [201]
Дизельное топливо	т у. т	0,5900	2,1618	Приказ МПП № 300, Прил. 2, Табл. 1.1 [196]
Природный газ	тыс. м ³	0,5200	1,9053	По данным предприятий
Мазут	т у. т	0,6200	2,2717	Приказ МПП № 300, Прил. 2, Табл. 1.1 [196]
Электроэнергия	МВт·ч	-	0,5040	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Теплоэнергия (пар, сетевая вода)	Гкал	-	0,2700	Расчетная величина (КПД 85%, топливо - природ. газ)
<i>Выходной поток:</i>				
Концентрат железорудный (всего)	т (сухой вес)	0,0005	0,0018	EN 19694-2, Annex C (fine iron ore) [201]
Руда железная (товарная)	т	0,0100	0,0366	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Производство кокса				
<i>Входной поток:</i>				
Коксующиеся угли	т (сухой вес)	-	-	Принимается фактическое значение
Природный газ	тыс. м ³	0,5200	1,9053	По данным предприятий
Доменный газ	прив. тыс. м ³	0,0585	0,2142	Расчетное значение
Коксовый газ (на производство кокса)	прив. тыс. м ³	0,2517	0,9221	Расчетное значение
Электроэнергия	МВт·ч	-	0,5040	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Теплоэнергия (пар, сетевая вода)	Гкал	-	0,2700	Расчет (КПД 85%, топливо - природ. газ)
Кислород	тыс. м ³	-	0,3550	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Азот	тыс. м ³	-	0,1030	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Аргон	тыс. м ³	-	0,1030	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
<i>Выходной поток:</i>				
Кокс (валовой, всех фракций)	т (сухой вес)	-	-	Фактическое значение
Каменноугольная смола + Нафтаген	т	0,9249	3,3890	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Бензол	т	0,9230	3,3820	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Коксовый газ (выработано всего)	прив. тыс. м ³	0,2517	0,9221	Расчетное значение
Коксовый газ (потери)	прив. тыс. м ³	0,2517	0,9221	Расчетное значение
Электроэнергия	МВт·ч	-	0,5040	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Теплоэнергия (пар, сетевая вода)	Гкал	-	0,2700	Расчет (КПД 85%, топливо - природ. газ)

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

Продолжение таблицы 10.3

Ресурсы	Единицы измерения	Содержание углерода, т С/ед.	Коэффициент выбросов, т CO ₂ /ед.	Источник данных/Примечание
Производство агломерата				
<i>Входной поток:</i>				
Концентрат железорудный	т (сухой вес)	0,0005	0,0018	EN 19694-2, Annex C (fine iron ore) [201]
Другие железосодержащие материалы (окалина, отсевы и др.)	т (сухой вес)	0,0100	0,0366	По данным предприятий
Пыль газоочисток	т (сухой вес)	0,2500	0,9160	По данным предприятий
Известняк	т (сухой вес)	0,1200	0,4397	Приказ МПП № 300, Прил. 2, Табл. 14.1 [196]
Доломит	т (сухой вес)	0,1300	0,4763	Приказ МПП № 300, Прил. 2, Табл. 14.1 [196]
Доломитовая известь	т (сухой вес)	0,0065	0,0238	EN 19694-2, Annex C [201]
Известь	т (сухой вес)	0,0065	0,0238	EN 19694-2, Annex C [201]
Оливин	т (сухой вес)	-	-	Принимается фактическое значение
Коксовая мелочь (валовой, всех фракций)	т (сухой вес)	-	-	Принимается фактическое значение
Антрацит	т (сухой вес)	-	-	Принимается фактическое значение
Другие виды углей	т (сухой вес)	-	-	Принимается фактическое значение
Природный газ	тыс. м ³	0,5200	1,9053	По данным предприятий
Другие виды топлива	т у. т	-	-	Принимается фактическое значение
Доменный газ	прив. тыс. м ³	0,0585	0,2142	Расчетное значение
Коксовый газ	прив. тыс. м ³	0,2517	0,9221	Расчетное значение
Электроэнергия	МВт·ч	-	0,5040	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Теплоэнергия (пар, сетевая вода)	Гкал	-	0,2700	Расчет (КПД 85%, топливо - природ. газ)
Кислород	тыс. м ³	-	0,3550	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Азот	тыс. м ³	-	0,1030	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Аргон	тыс. м ³	-	0,1030	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
<i>Выходной поток:</i>				
Агломерат (бункерный)	т (сухой вес)	0,0003	0,0011	По данным предприятий
Электроэнергия	МВт·ч	-	0,5040	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Теплоэнергия (пар, сетевая вода)	Гкал	-	0,2700	Расчет (КПД 85%, топливо - природ. газ)
Производство железорудных окатышей				
<i>Входной поток:</i>				
Концентрат железорудный	т (сухой вес)	0,0005	0,0018	EN 19694-2, Annex C (fine iron ore) [201]
Другие железосодержащие материалы (окалина, отсевы, колошниковая пыль и др.)	т (сухой вес)	0,0100	0,0366	По данным предприятий
Бентонит	т (сухой вес)	0,0050	0,0183	По данным предприятий
Известь	т (сухой вес)	0,0065	0,0238	EN 19694-2, Annex C [201]
Известняк	т (сухой вес)	0,1200	0,4397	Приказ МПП № 300, Прил. 2, Табл. 14.1 [196]

Продолжение таблицы 10.3

Ресурсы	Единицы измерения	Содержание углерода, т С/ед.	Коэффициент выбросов, т CO ₂ /ед.	Источник данных/Примечание
Другие Флюсы (ФМ-1, МАХГ, ФМИ, ФОМИ и др.)	т (сухой вес)	-	-	Принимается фактическое значение
Природный газ	тыс. м ³	0,5200	1,9053	По данным предприятий
Мазут	т у. т	0,6200	2,2717	Приказ МПР № 300, Прил. 2, Табл. 1.1 [196]
Другие виды топлива	т у. т	-	-	Принимается фактическое значение
Доменный газ	прив. тыс. м ³	0,0585	0,2142	Расчетное значение
Коксовый газ	прив. тыс. м ³	0,2517	0,9221	Расчетное значение
Электроэнергия	МВт·ч	-	0,5040	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Теплоэнергия (пар, сетевая вода)	Гкал	-	0,2700	Расчет (КПД 85%, топливо - природ. газ)
Кислород	тыс. м ³	-	0,3550	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Азот	тыс. м ³	-	0,1030	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Аргон	тыс. м ³	-	0,1030	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
<i>Выходной поток:</i>				
Окатыши	т (сухой вес)	0,0003	0,0011	По данным предприятий
Отсев окатышей	т (сухой вес)	0,0003	0,0011	По данным предприятий
Электроэнергия	МВт·ч	-	0,5040	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Теплоэнергия (пар, сетевая вода)	Гкал	-	0,2700	Расчет (КПД 85%, топливо - природ. газ)
Производство чугуна в доменной печи				
<i>Входной поток:</i>				
Кусковая руда	т (сухой вес)	0,0100	0,0366	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Концентрат железорудный	т (сухой вес)	0,0005	0,0018	EN 19694-2, Annex C (fine iron ore) [201]
Агломерат	т (сухой вес)	0,0003	0,0011	По данным предприятий
Окатыши	т (сухой вес)	0,0003	0,0011	По данным предприятий
Другие железосодержащие материалы (окалина, отсева, колошниковая пыль и др.)	т (сухой вес)	0,0100	0,0366	По данным предприятий
Лом	т	0,0025	0,0092	Приказ МПР № 300, Прил. 2, Табл. 14.1 [196]
Кокс (валовой, всех фракций)	т (сухой вес)	-	-	Принимается фактическое значение
Антрацит	т (сухой вес)	-	-	Принимается фактическое значение
Пылеуглеродное топливо (ПУТ)	т	-	-	Принимается фактическое значение
Другие виды углей	т (сухой вес)	-	-	Принимается фактическое значение
Природный газ	прив. тыс. м ³	0,5200	1,9053	По данным предприятий
Доменный газ	прив. тыс. м ³	0,0585	0,2142	Расчетное значение
Коксовый газ	тыс. м ³	0,2517	0,9221	Расчетное значение
Электроэнергия	МВт·ч	-	0,5040	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Теплоэнергия (пар, сетевая вода)	Гкал	-	0,2700	Расчет (КПД 85%, топливо - природ. газ)

П-ОС 17.XX-XX-XXXX

Продолжение таблицы 10.3

Ресурсы	Единицы измерения	Содержание углерода, т С/ед.	Коэффициент выбросов, т CO ₂ /ед.	Источник данных/Примечание
Дутье	тыс. м ³	-	0,0500	По данным предприятий
Кислород	тыс. м ³	-	0,3550	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Азот	тыс. м ³	-	0,1030	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Аргон	тыс. м ³	-	0,1030	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Выходной поток:				
Чугун жидкий	т	-	-	Принимается фактическое значение
Доменный газ (выработано всего)	прив. тыс. м ³	0,0585	0,2142	Расчетное значение
Доменный газ (потери)	прив. тыс. м ³	0,0585	0,2142	Расчетное значение
Газовая пыль (колошниковая, газоочисток)	т (сухой вес)	0,2500	0,9160	По данным предприятий
Шлак	т (сухой вес)	0,0010	0,0037	По данным предприятий
Шлам газоочисток	т (сухой вес)	0,2500	0,9160	По данным предприятий
Электроэнергия	МВт·ч	-	0,5040	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Теплоэнергия (пар, сетевая вода)	Гкал	-	0,2700	Расчет (КПД 85%, топливо - природ. газ)
Производство железа прямого восстановления				
Входной поток:				
Кусковая руда для прямого восстановления	т (сухой вес)	0,0100	0,0036	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Окатыши для прямого восстановления	т (сухой вес)	0,0003	0,0011	По данным предприятий
Природный газ	тыс. м ³	0,5200	1,9053	По данным предприятий
Электроэнергия	МВт·ч	-	0,5040	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Теплоэнергия (пар, сетевая вода)	Гкал	-	0,2700	Расчет (КПД 85%, топливо - природ. газ)
Кислород	тыс. м ³	-	0,3550	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Азот	тыс. м ³	-	0,1030	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Аргон	тыс. м ³	-	0,1030	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Выходной поток:				
Железо прямого восстановления	т	0,0170	0,0623	Приказ МПР № 300, Прил. 2, Табл. 14.1 [196]
Электроэнергия	МВт·ч	-	0,5040	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Теплоэнергия (пар, сетевая вода)	Гкал	-	0,2700	Расчет (КПД 85%, топливо - природ. газ)
Производство стали в конвертах				
Входной поток:				
Чугун жидкий	т	-	-	Принимается фактическое значение
Чугун твердый (чушки)	т	-	-	Принимается фактическое значение
Лом	т	0,0025	0,0092	Приказ МПР № 300, Прил. 2, Табл. 14.1 [196]
Железо прямого восстановления	т	0,0170	0,0623	Приказ МПР № 300, Прил. 2, Табл. 14.1 [196]
Руда	т (сухой вес)	0,0100	0,0366	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Окалина	т (сухой вес)	-	0,0000	По данным предприятий

Продолжение таблицы 10.3

Ресурсы	Единицы измерения	Содержание углерода, т С/ед.	Коэффициент выбросов, т CO ₂ /ед.	Источник данных/Примечание
Известь	т (сухой вес)	0,0065	0,0238	EN 19694 -2, Annex C [201]
Известняк	т (сухой вес)	0,1200	0,4397	Приказ МПП № 300, Прил. 2, Табл. 14.1 [196]
Доломит	т (сухой вес)	0,1300	0,4763	Приказ МПП № 300, Прил. 2, Табл. 14.1 [196]
Доломитовая известь	т (сухой вес)	-	0,0238	EN 19694 -2, Annex C [201]
Другие Флюсы (ФМ -1, МАХГ, ФМИ, ФОМИ и др.)	т (сухой вес)	-	-	Принимается фактическое значение
Ферросилиций	т	0,0010	0,0037	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Ферросиликомарганец	т	0,0500	0,0183	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Ферромарганец	т	0,0500	0,1832	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Феррохром	т	0,0100	0,0366	По данным предприятий
Другие ферросплавы (феррованадий, ферротитан и др.)	т	0,012	0,0440	ГОСТ 27069-86 [204]
Уголь и другие углеродосодержащие	т (сухой вес)	-	--	Принимается фактическое значение
Природный газ	тыс. м ³	0,5200	1,9053	По данным предприятий
Графитовые электроды	т (сухой вес)	0,9990	3,6603	EN 196 9 4 -2, Annex C [201]
Доменный газ	прив. тыс. м ³	0,0585	0,2142	Расчетное значение
Коксовый газ	прив. тыс. м ³	0,2517	0,9221	Расчетное значение
Конвертерный газ	прив. тыс. м ³	0,1014	0,3716	Расчетное значение
Электроэнергия	МВт·ч	-	0,5040	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Теплоэнергия (пар, сетевая вода)	Гкал	-	0,2700	Расчет (КПД 85%, топливо - природ. газ)
Кислород	тыс. м ³		0,3550	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Азот	тыс. м ³		0,1030	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Аргон	тыс. м ³	-	0,1030	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Выходной поток:				
Литая сталь (слябы, слитки, блюм и др. заготовки)	т	0,0010	0,0037	Eurofer report template, Default units [202]
Лом (немерные заготовки, обрезь, угар, брак)	т	0,0010	0,0037	Eurofer report template, Default units [202]
Шлак конвертерный	т (сухой вес)	0,0010	0,0037	По данным предприятий
Пыль и шламы газоочистки конверторной печи	т (сухой вес)	0,0470	0,1722	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Конвертерный газ (выработано всего)	прив. тыс. м ³	0,1014	0,3716	Расчетное значение
Конвертерный газ (потери)	прив. тыс. м ³	0,1014	0,3716	Расчетное значение
Электроэнергия	МВт·ч	-	0,5040	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Теплоэнергия (пар, сетевая вода)	Гкал	-	0,2700	Расчет (КПД 85%, топливо - природ. газ)
Производство стали в электродуговых печах				
Входной поток:				
Чугун жидкий	т	-	-	Принимается фактическое значение

П-ООС 17.XX-XX-XXXX

Продолжение таблицы 10.3

Ресурсы	Единицы измерения	Содержание углерода, т С/ед.	Коэффициент выбросов, т CO ₂ /ед.	Источник данных/Примечание
Чугун твердый (чушки)	т	-	-	Принимается фактическое значение
Лом	т	0,0025	0,0092	Приказ МПР № 300, Прил. 2, Табл. 14.1 [196]
Железо прямого восстановления	т	0,0170	0,0623	Приказ МПР № 300, Прил. 2, Табл. 14.1 [196]
Руда	т (сухой вес)	0,0100	0,0366	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Известь	т (сухой вес)	0,0065	0,0238	EN 19694-2, Annex C [201]
Известняк	т (сухой вес)	0,1200	0,4397	Приказ МПР № 300, Прил. 2, Табл. 14.1 [196]
Другие Флюсы (ФМ-1, МАХГ, ФМИ, ФОМИ и др.)	т (сухой вес)	-	-	Принимается фактическое значение
Окалина	т (сухой вес)	-	0,0000	По данным предприятий
Феррослиций	т	0,0010	0,0037	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Ферросиликомарганец	т	0,0050	0,0183	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Ферромарганец	т	0,0500	0,1832	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Феррохром	т	0,0100	0,0366	По данным предприятий
Другие ферросплавы (феррованадий, ферротитан и др.)	т	0,0120	0,0440	ГОСТ 27069-86 [204]
Уголь и другие углеродосодержащие	т (сухой вес)	-	-	Принимается фактическое значение
Природный газ	тыс. м ³	0,5200	1,9053	По данным предприятий
Электроды	т (сухой вес)	0,9990	3,6603	EN 19694-2 [201]
Доменный газ	прив. тыс. м ³	0,0585	0,2142	Расчетное значение
Коксовый газ	прив. тыс. м ³	0,2517	0,9221	Расчетное значение
Электроэнергия	МВт·ч	-	0,5040	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Теплоэнергия (пар, сетевая вода)	Гкал	-	0,2700	Расчет (КПД 85%, топливо - природ. газ)
Кислород	тыс. м ³	-	0,3550	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Аргон	тыс. м ³	-	0,1030	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Азот	тыс. м ³	-	0,1030	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
<i>Выходной поток:</i>				
Литая сталь (слябы, слитки, блюм и др. заготовки)	т	0,0010	0,0037	Eurofer report template, Default units [202]
Шлак ЭСП производства	т (сухой вес)	0,0010	0,0037	По данным предприятий
Лом (немерные заготовки, обрезь, угар, брак)	т	0,0010	0,0037	Eurofer report template, Default units [202]
Электроэнергия	МВт·ч	-	0,5040	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Теплоэнергия (пар, сетевая вода)	Гкал	-	0,2700	Расчет (КПД 85%, топливо - природ. газ)
<i>Производство горячего проката</i>				
Литая сталь (слябы, слитки, блюм и др. заготовки)	т	0,0010	0,0037	По данным предприятий
Природный газ	тыс. м ³	0,5200	1,9053	По данным предприятий
Коксовый газ	прив. т. м ³	0,2517	0,9221	Расчетное значение

Окончание таблицы 10.3

Ресурсы	Единицы измерения	Содержание углерода, т С/ед.	Коэффициент выбросов, т CO ₂ /ед.	Источник данных/Примечание
Доменный газ	прив. тыс. м ³	0,0585	0,2142	Расчетное значение
Электроэнергия	МВт·ч	-	0,5040	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Теплоэнергия (пар, сетевая вода)	Гкал	-	0,2700	Расчет (КПД 85%, топливо - природ. газ)
Кислород	тыс. м ³	-	0,3550	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Азот	тыс. м ³	-	0,1030	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Аргон	тыс. м ³	-	0,1030	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
<i>Выходной поток:</i>				
Лом (обрезь, угар, брак)	т	0,0010	0,0037	Eurofer report template, Default units [202]
Горячекатаная сталь (в том числе бесшовные трубы, катанка, сортовой прокат)	т	0,0010	0,0037	Eurofer report template, Default units [202]
Электроэнергия	МВт·ч	-	0,5040	WSA, CO ₂ Data Collection, App. 3 [200]
Теплоэнергия (пар, сетевая вода)	Гкал	-	0,2700	Расчет (КПД 85%, топливо - природ. газ)

10.2.5 Результаты расчетов удельных выбросов парниковых газов

Результаты расчета удельных выбросов парниковых газов производственных процессов (переделов) отрасли черной металлургии представлены в таблице 10.4.

Проведенные в ходе проведения бенчмаркинга расчеты удельных выбросов парниковых газов признаны достоверными по результатам оценки экспертной группы.

Выявленные в ходе проведения расчетов отдельные искажения исходных данных были устранены, выпадающие из ряда данных верхние и нижние значения были исключены из расчетов.

Таблица 10.4 – Результаты расчетов удельных выбросов парниковых газов производственных процессов (переделов) отрасли черной металлургии

Производственный процесс (передел)	Удельные выбросы парниковых газов, т CO ₂ -экв./т продукции				
	2017 г.	2018 г.	2019 г.	2020 г.	Среднее за период 2017 - 2020 гг.
Производство чугуна	1,247	1,250	1,238	1,220	1,239
	-	-	-	1,267	1,267
	1,267	1,272	1,268	1,275	1,271
	-	-	-	1,315	1,315
	1,360	1,349	1,331	1,373	1,353
	1,400	1,399	1,397	1,399	1,399
Прямое восстановление железа	0,514	0,557	0,555	0,551	0,544
	0,564	0,559	0,559	0,562	0,561
Производство стали в конвертерах	-	-	-	0,203	0,203
	0,211	0,214	0,214	0,213	0,213
	0,231	0,221	0,223	0,226	0,225
	0,226	0,228	0,231	0,234	0,230
	0,241	0,243	0,243	0,245	0,243
	-	-	-	0,258	0,258
Производство стали в электродуговых печах	0,320	0,315	0,300	0,289	0,306
	0,303	0,298	0,312	0,331	0,311
	0,360	0,348	0,319	0,309	0,334
	0,369	0,375	0,367	0,350	0,365
	0,368	0,352	0,364	0,381	0,366
	0,383	0,368	0,363	0,354	0,367
	0,411	0,392	0,395	0,388	0,397
0,409	0,392	0,432	0,377	0,403	

Производственный процесс (передел)	Удельные выбросы парниковых газов, т CO _{2-экв./т} продукции				
	2017 г.	2018 г.	2019 г.	2020 г.	Среднее за период 2017 - 2020 гг.
	0,436	0,392	0,424	0,422	0,418
	0,389	0,459	0,449	0,453	0,437
	0,467	0,488	0,486	0,445	0,471
				0,485	0,485
	0,512	0,516	0,527	0,538	0,523
Горячий прокат и обработка (справочно)	0,465	0,562	0,554	0,537	0,530
	0,078	0,080	0,086	0,075	0,080
	0,082	0,081	0,083	0,080	0,082
	-	-	0,081	0,099	0,090
	0,105	0,103	0,103	0,105	0,104
	0,110	0,102	0,103	0,106	0,105
	0,133	0,125	0,128	0,125	0,128
	0,127	0,126	0,128	0,132	0,128
	0,174	0,172	0,171	0,168	0,171
	0,175	0,176	0,172	0,170	0,173
	-	-	-	0,226	0,226
	-	-	-	0,264	0,264
	0,276	0,250	0,268	0,298	0,273
	0,273	0,288	0,315	0,322	0,300
	0,296	0,308	0,293	0,306	0,301
	0,320	0,331	0,330	0,364	0,336
	0,343	0,337	0,337	0,349	0,342
	0,348	0,368	0,394	0,375	0,371
	0,381	0,398	0,397	0,411	0,397
	0,430	0,430	0,432	0,435	0,432
0,717	0,704	0,720	0,784	0,731	

10.3 Индикативные показатели удельных выбросов парниковых газов

10.3.1 Критерии установления индикативных показателей удельных выбросов парниковых газов

Методика разработана для целей установления индикативных показателей удельных выбросов парниковых газов отдельных производственных процессов (переделов) и позволяет провести сравнительный анализ (бенчмаркинг) производственных процессов отрасли.

На основании полученных результатов отраслевого бенчмаркинга и построенных кривых бенчмаркинга для производственных процессов (переделов) отрасли установлены индикативные показатели удельных выбросов парниковых газов двух уровней:

1. Верхний уровень индикативного показателя (ИП1) – может использоваться в рамках правового регулирования отношений в области выбросов парниковых газов и определяется по формуле (8):

$$I_{ип1} = I_{max} - (I_{max} - I_{min}) \times 0,15, (8)$$

где I_{max} – максимальный удельный показатель выбросов CO_{2-экв.}, т CO_{2-экв.}/т продукции;
 I_{min} – минимальный удельный показатель выбросов CO_{2-экв.}, т CO_{2-экв.}/т продукции.

2. Нижний уровень индикативного показателя (ИП 2) – может использоваться при принятии решений о государственной поддержке и определяется по формуле (9):

$$I_{ип2} = I_{max} - (I_{max} - I_{min}) \times 0,60, (9)$$

где I_{max} – максимальный удельный показатель выбросов CO_{2-экв.}, т CO_{2-экв.}/т продукции;
 I_{min} – минимальный удельный показатель выбросов CO_{2-экв.}, т CO_{2-экв.}/т продукции.

10.3.2 Индикативные показатели удельных выбросов парниковых газов

Индикативные показатели удельных выбросов парниковых газов для различных производственных процессов (переделов) отрасли черной металлургии приведены в таблице 10.5 и на кривых бенчмаркинга на рисунках 10.2 – 10.6

Индикативные показатели удельных выбросов парниковых газов для следующих производственных процессов будут установлены в соответствующих отраслевых информационно-технических справочниках по наилучшим доступным технологиям:

- горячий прокат и обработка (в т.ч. бесшовные трубы, катанка, сортовой прокат) – при проведении актуализации информационно-технического справочника по производству изделий дальнейшего передела черных металлов.

Таблица 10.5 – Индикативные показатели удельных выбросов парниковых газов для различных производственных процессов (переделов) отрасли черной металлургии

Производственный процесс (предел)	Индикативный показатель удельных выбросов парниковых газов, т CO ₂ -экв./т продукции	
	Нижний уровень индикативного показателя (ИП 2)	Верхний уровень индикативного показателя (ИП 1)
Производство чугуна в доменных печах	1,343	
Производство железа прямого восстановления* Прямое восстановление железа относится к ключевым технологиям декарбонизации черной металлургии, верхний уровень индикативного показателя удельных выбросов парниковых газов (ИП 1) для данной технологии не устанавливается	0,561	-
Производство стали в конвертерах	0,225	0,250
Производство стали в электродуговых печах	0,395	0,496
Производство стали в электродуговых печах (ПВЖ в шихте > 70 %)* Производство стали в электродуговых печах с использованием ПВЖ относится к ключевым технологиям декарбонизации черной металлургии, верхний уровень индикативного показателя удельных выбросов парниковых газов (ИП 1) для данной технологии не устанавливается	0,523	-

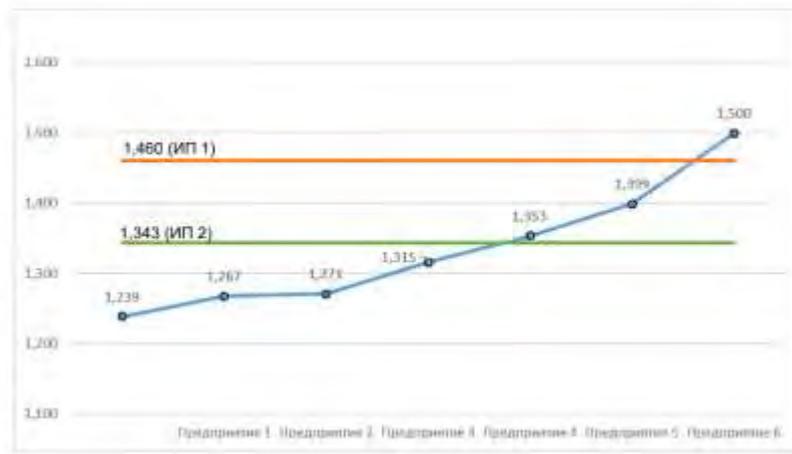


Рисунок 10.2 — Кривая бенчмаркинга и индикативные показатели удельных выбросов парниковых газов для производства чугуна в доменных печах, т CO₂-экв./ т продукции

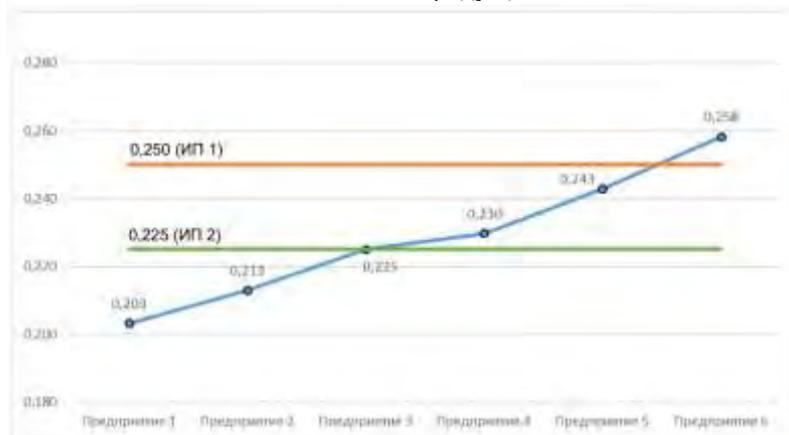


Рисунок 10.3 — Кривая бенчмаркинга и индикативные показатели удельных выбросов парниковых газов для производства стали в конвертерах, т CO₂-экв./ т продукции

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

10.4 Основные направления снижения выбросов парниковых газов в черной металлургии

Стратегия низкоуглеродного развития РФ предполагает реализацию следующих мер в промышленности (применимых для отрасли черной металлургии):

- улучшение качества железорудных материалов, физико-технических характеристик кокса, применение металлизированного сырья и горячих восстановительных газов;
- улучшение качества железорудных материалов, физико-технических характеристик кокса, применение металлизированного сырья и горячих восстановительных газов;
- повышение энергетической и ресурсной эффективности металлургической промышленности, увеличение доли производства электростали, доли производства железа прямого восстановления, замена природного газа на водород (требует исследования и создания необходимой инфраструктуры), максимизация использования оборотной воды;
- повышение эффективности использования исходного сырья и материалов;
- повышение энергоэффективности производства, в том числе энергоресурсов и тепла, использование вторичных ресурсов в производстве в рамках экономики замкнутого цикла; стимулирование технического прогресса в части увеличения срока эксплуатации устройств и изделий в целях снижения потребности в материальных и энергетических ресурсах для производства новых изделий, снижения объемов производственного брака;
- разработка и внедрение технологий улавливания, захоронения и дальнейшего использования углекислого газа и метана, а также создание соответствующей инфраструктуры, инжиниринга и производств необходимого оборудования, за счет чего обеспечивается снижение выбросов парниковых газов в атмосферу в объеме уловленного и использованного диоксида углерода и метана, в том числе сожженного.

10.4.1 Удельные показатели выбросов парниковых газов для различных маршрутов по производству стали (справочная информация для полного цикла)

На основании полученных значений удельных выбросов парниковых газов для интегрированных предприятий определены удельные показатели для следующих маршрутов по производству стали:

1 маршрут (производство чугуна в доменных печах – производство стали в конвертерах), включающий следующие производственные процессы (переделы):

- добыча железной руды и производство железорудного концентрата;
- производство кокса;
- производство агломерата;
- производство окатышей;
- производство извести;
- производство чугуна в доменных печах;
- производство стали в конвертерах.

2 маршрут (прямое восстановление железа – производство стали в электродуговых печах), включающий следующие производственные процессы (переделы):

- добыча железной руды и производство железорудного концентрата;
- производство окатышей;
- производство извести;
- производство железа прямого восстановления;
- производство стали в электродуговых печах.

3 маршрут (лом - производство стали в электродуговых печах), включающий следующие производственные процессы (переделы):

- производство стали в электродуговых печах из лома.

4 маршрут (производство чугуна в доменных печах - производство стали в электродуговых печах), включающий следующие производственные процессы (переделы):

- добыча железной руды и производство железорудного концентрата;
- производство кокса;
- производство агломерата;
- производство окатышей;
- производство извести;
- производство чугуна в доменных печах;
- производство стали в электродуговых печах с использованием жидкого чугуна.

Количественная оценка удельных выбросов CO₂-экв. по каждому выбранному маршруту выполняется следующим образом:

- выбросы по каждому переделу приводятся к тонне сырой стали. Для этого дельные выбросы по переделам умножаются на коэффициенты использования ресурсов;

- коэффициенты использования ресурсов берутся из формы расхода ресурсов, приведенные к тонне сырой стали выбросы по переделам суммируются:

$$E_{CO_2,j} = \sum E_{CO_2,i} \times P_i \quad (1) \quad (9)$$

где $E_{CO_2,j}$ – удельные выбросы CO_2 по j-му маршруту («цепочкам») по производству стали, т CO_2 -экв./т стали;
 $E_{CO_2,i}$ – средний удельный выброс CO_2 -экв. по i-му переделу, т CO_2 -экв./т продукции передела;
 P_i – удельный расход ресурса по i-му переделу на 1 тонну сырой произведенной стали.
 Удельные показатели выбросов парниковых газов для различных маршрутов по производству стали представлены на рисунке 10.4

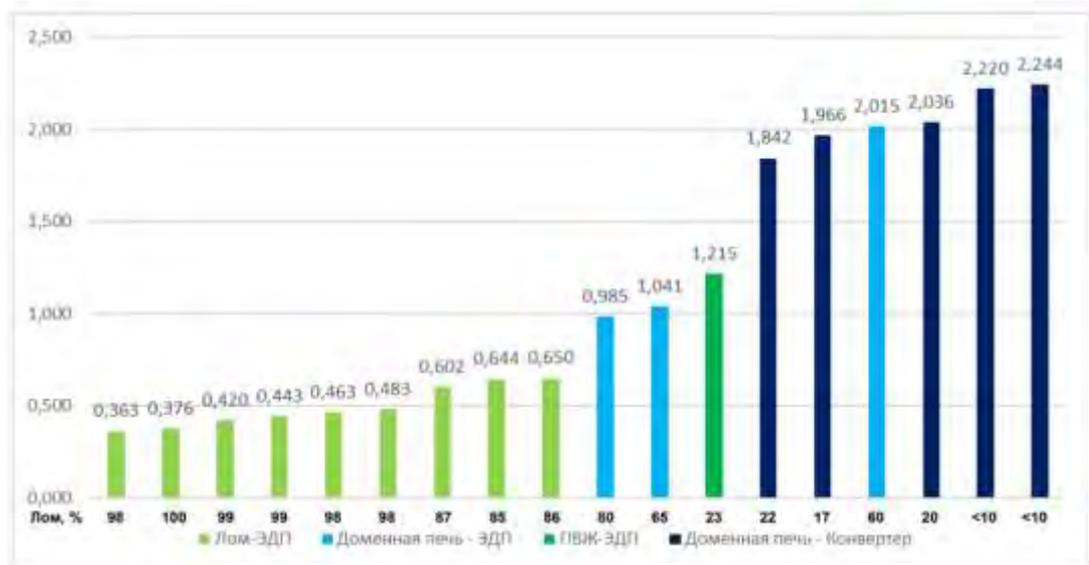


Рисунок 10.4 — Удельные показатели выбросов парниковых газов для различных маршрутов по производству стали, т CO_2 -экв./ т стали

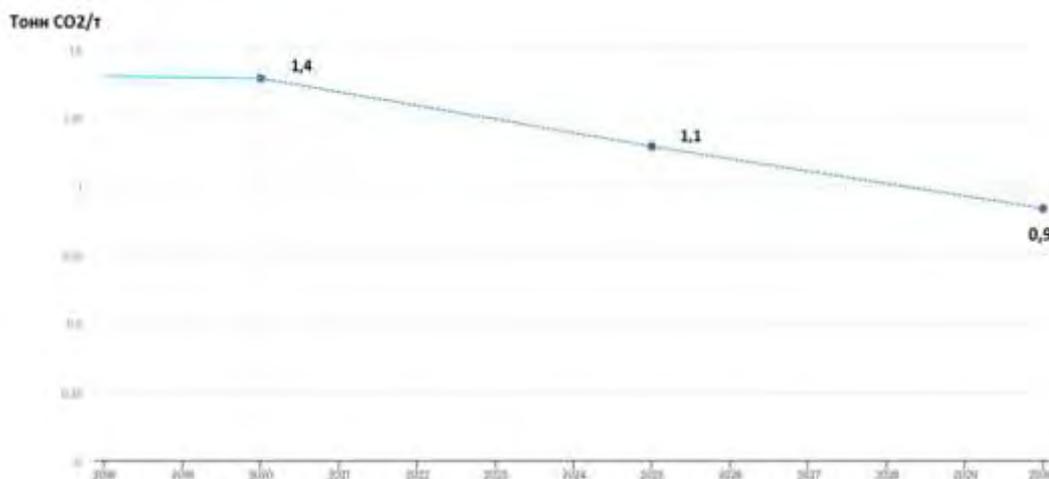
Приведенные значения по маршрутам производства стали являются ориентировочными и не могут использоваться для установления индикативных показателей удельных выбросов парниковых газов по отрасли, т.к. методические подходы, используемые для определения удельных выбросов парниковых газов, предназначены исключительно для сравнительного анализа эффективности различных производств.

10.4.2 Прогнозные тенденции декарбонизации черной металлургии

Согласно оценкам ИЕА, ключевой вклад в снижение углеродоемкости продукции черной металлургии в мире в долгосрочной перспективе будут вносить следующие направления декарбонизации:

- внедрение решений в сфере повышения ресурсоэффективности;
- совершенствование существующих технологических процессов;
- электрификация отрасли;
- расширение применения водорода в технологических процессах черной металлургии;
- применение биотоплив и иных низкоуглеродных видов топлива для получения электрической и тепловой энергии;
- внедрение технологий улавливания и хранения углерода.

Анализ наиболее амбициозного сценария декарбонизации черной металлургии (сценарий углеродной нейтральности ИЕА) предполагает снижение углеродоемкости производства стали в мире с 1,4 т CO_2 -экв./т. в 2020 г. до 0,9 т CO_2 -экв./т. уже к 2030 г., или на 35,7 % (рисунок 10.5).

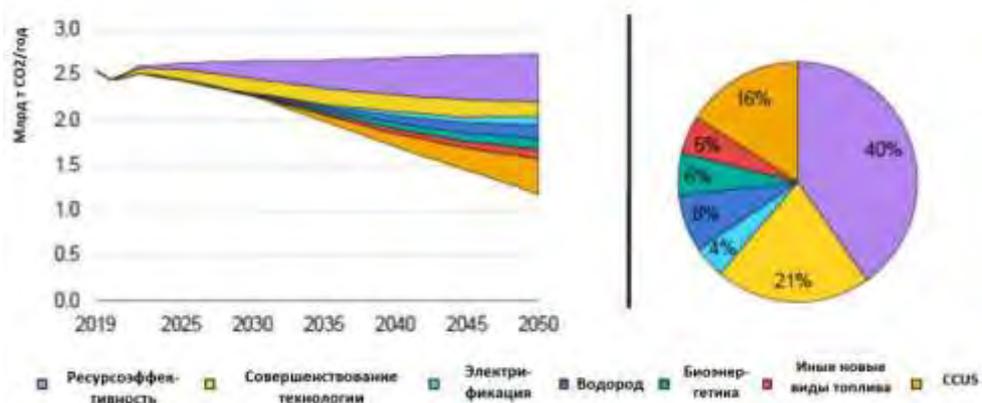


Источник: IEA [85]

Рисунок 10.5 — Текущая и прогнозируемая углеродоемкость производства стали согласно сценарию углеродной нейтральности IEA

Согласно сценарию углеродной нейтральности IEA, ключевой вклад в снижение углеродоемкости производства стали в горизонте до 2050 г. будет вносить повышение ресурсоэффективности (в первую очередь – увеличение доли металлолома в качестве сырья): на указанный фактор будет приходиться до 40 % совокупного снижения эмиссии парниковых газов предприятиями отрасли на период до 2050 г. (рисунок 10.6).

Совершенствование технологических процессов и внедрение технологий по улавливанию и хранению углерода обеспечат соответственно 21 % и 16 % сокращения эмиссии предприятиями черной металлургии на период до 2050 г. Иные направления декарбонизации обеспечат порядка 23 % совокупного сокращения эмиссии парниковых газов.



Источник: IEA [85]

Рисунок 10.6 — Прогноз снижения эмиссии парниковых газов в черной металлургии в разрезе направлений декарбонизации согласно сценарию углеродной нейтральности IEA

10.4.3 Ключевые технологии декарбонизации черной металлургии

К основным технологиям, обеспечивающим декарбонизацию предприятий черной металлургии, активно прорабатываемым в настоящее время, следует отнести:

- модернизацию действующих производств с внедрением наилучших доступных технологий;
- внедрение технологии рециркуляции колошниковых газов и вдувание водорода;
- расширение использования электродугового способа производства стали;
- интеграция процессов прямого восстановления железа в действующие технологические цепочки;

- интеграцию в существующее производство схемы прямого восстановления железа с кислородным конвертором через плавильных агрегат;
- внедрение технологий улавливания и хранения углерода;
- использование «голубого» либо «зеленого» водорода;
- использование электроэнергии, вырабатываемой возобновляемыми источниками.

Указанные технологические решения находятся на различных этапах вывода на рынок.

Уровень готовности технологии к выводу на рынок целесообразно оценивать в соответствии с критерием TRL (Technology Readiness Level), разработанным IEA [79], [85].

В соответствии с указанной методологией, наибольшим уровнем готовности к внедрению на предприятиях черной металлургии характеризуются технологии, характеризующиеся значением параметра TRL на диапазоне 9-11.

В соответствии с определением IEA (МЭА): «голубой водород» - это водород, получаемый из ископаемых энергоносителей, но при его производстве используется технология улавливания и хранения сопровождающих его выбросов CO₂; «зеленый водород» - это водород, произведенный при использовании энергии, полученной исключительно из возобновляемых источников

Технологии со значением параметра TRL в диапазоне 5-8 характеризуются наличием на рынке действующих прототипов, а также демонстрационных объектов и могут рассматриваться как важные решения по декарбонизации черной металлургии в среднесрочной перспективе.

Технологии со значением параметра TRL 1-3 находятся на этапе концептуальных проработок, потенциал их внедрения следует оценивать в долгосрочной перспективе.

В таблице 10.7 приведен анализ основных направлений декарбонизации предприятий черной металлургии и готовность технологий декарбонизации к внедрению на рынке.

Таблица 10.7 – Основные направления декарбонизации предприятий черной металлургии и готовность технологий декарбонизации к внедрению на рынке

Шифр технологии	Краткая характеристика технологии	Уровень готовности технологии (Technology Readiness Level – TRL)
BAT BF-BOF	Модернизация производства домна-конвертор с учетом НДТ	8-10
BAT BF-BOF TGR	Внедрение рециркуляции колошниковых газов и вдувание водорода для снижения выбросов CO ₂ в доменно-конверторном процессе производства стали	5-7
BF-EAF / BF-OHF	Производство с использованием домны и электродуговой печи / мартеновской печи	8-10
DRI-EAF (NG)	Интеграция процесса прямого восстановления железа на основе природного газа в электродуговой способ производства стали	8-10
DRI-Melt-BOF	Интеграция в существующее производство схемы прямого восстановления железа с кислородным конвертором через плавильных агрегат	5-7
BAT BF-BOF CCS	Использование технологии улавливания и хранения углерода для доменно-конверторного способа производства с эффективностью 50 %- 75 %	7-8
BAT BF-BOF TGR CCS	Использование технологии улавливания и хранения углерода в технологической схеме рециркуляции колошниковых газов и вдувания водорода в доменно-конверторном процессе производства стали	5-6
DRI-EAF CCS	Использование технологии улавливания и хранения углерода в технологической схеме прямого восстановления железа на основе природного газа	9
DRI-Melt-BOF CCS	Использование технологии улавливания и хранения углерода в технологической схеме, предусматривающей интеграцию в существующее производство прямого восстановления железа с кислородным конвертором через плавильных агрегат	5-7
DRI-EAF (100% H ₂ blue/green)	Использование «голубого» / «зеленого» водорода в процессе прямого восстановления железа	5-7
DRI-Melt-BOF (H ₂ blue/green)	Использование «голубого» / «зеленого» водорода в процессе, предусматривающем интеграцию в существующее производство схемы прямого восстановления железа с кислородным конвертором через плавильных агрегат	5-7
Scrap-EAF	Переработка лома в дуговой сталеплавильной печи	8-10
Низкоуглеродная электроэнергия	Использование электроэнергии, получаемой из возобновляемых источников (гидроэнергетика, ветроэнергетика, фотовольтаика, биоэнергетика)	8-10

Источник: WSA, IEA [78], [79]

10.4.4 Общая характеристика технологий улавливания и хранения углерода

Улавливание и хранение углерода (CCS) относится к набору технологий, которые могут играть важную и разнообразную роль в достижении глобальных целей в области энергетики и климата.

Технология CCS включает в себя улавливание CO₂ из крупных точечных источников, включая производство электроэнергии или промышленные объекты, которые используют либо ископаемое топливо, либо биомассу в качестве топлива. CO₂ также можно улавливать непосредственно из атмосферы. Если улавливаемый CO₂ не используется на месте, его компримируют и транспортируют по трубопроводу, морскому, железнодорожному или автомобильному транспорту для использования в различных целях или закачивают в глубокие геологические формации (включая истощенные нефтегазовые пласты или соляные пласты), которые улавливать CO₂ для постоянного хранения.

CO₂ можно использовать в качестве сырья для производства ряда продуктов и услуг.

Потенциальные области применения CO₂ включают прямое использование, при котором CO₂ не подвергается химическому изменению (неконверсия), и преобразование CO₂ в полезный продукт с помощью химических и биологических процессов (конверсия). Ключевые разрабатываемые и применяемые технологии улавливания углерода приведены в таблице 10.8.

Таблица 10.8 – Ключевые разрабатываемые и применяемые технологии улавливания углерода

Технология улавливания углерода	Обзор технологии	Статус технологии
Химическая абсорбция	Представляет собой технологическую операцию, основанную на реакции между CO ₂ и химическим растворителем (например, соединениями этаноламина). Химическая абсорбция с использованием растворителей на основе аминов является наиболее передовым методом улавливания CO ₂ .	Технология широко используется на протяжении десятилетий и в настоящее время применяется в ряде малых и крупных проектов по всему миру в области энергетике и промышленности электроэнергии. Технология применяется в черной металлургии.
Физическая сепарация	Метод основан на использовании адсорбции, абсорбции, криогенного разделения или дегидратации и сжатия. Для физической адсорбции используется твердая поверхность (например, активированный уголь, оксид алюминия, оксиды металлов или цеолиты), а для физической абсорбции используется жидкий растворитель (например, Selexol или Rectisol). После улавливания с помощью адсорбента CO ₂ высвобождается при повышении температуры (адсорбция при переменном изменении температуры) или давления (адсорбция при переменном давлении или адсорбция при переменном вакууме).	В настоящее время технология используется в основном для переработки природного газа и производства этанола, метанола и водорода. В черной металлургии технология не применяется.
Кислородно-топливная сепарация	Технология основана на сжигании топлива с использованием почти чистого кислорода и последующем улавливанием выделяемого CO ₂ . Поскольку дымовой газ состоит почти исключительно из CO ₂ и водяного пара, последний можно легко удалить с помощью дегидратации, чтобы получить CO ₂ высокой чистоты.	В настоящее время технология находится на стадии крупного прототипа/предварительной демонстрации. В черной металлургии технология в настоящее время не применяется.
Мембранная сепарация	Технология основана на применении полимерных или неорганических устройств (мембран) с высокой селективностью по CO ₂ , которые пропускают CO ₂ , но действуют как барьеры, удерживающие другие газы в газовом потоке.	Уровень готовности технологии варьируется в зависимости от топлива и области применения. В сфере переработки природного газа технология находится в основном на демонстрационной стадии. Мембраны для удаления CO ₂ из синтез-газа и биогаза уже коммерчески доступны, а мембраны для очистки дымовых газов в настоящее время находятся в стадии разработки. В черной металлургии технология в настоящее время не применяется.

Продолжение таблицы 10.8

Технология улавливания углерода	Обзор технологии	Статус технологии
Регенеративный цикл кальция	Технология включает в себя улавливание CO ₂ при высокой температуре с использованием двух основных реакторов. В первом реакторе известь (CaO) используется в качестве сорбента для улавливания CO ₂ из газового потока с образованием карбоната кальция (CaCO ₃). CaCO ₃ впоследствии транспортируется во второй реактор, где он регенерируется, в результате чего получается известь и чистый поток CO ₂ . Затем известь возвращается в первый реактор.	В настоящее время технология находится на стадии пилотного (предкоммерческого) использования. В черной металлургии технология в настоящее время не применяется.
Химическое циклическое сжигание	Технологическая схема представляет собой двухреакторную технологию (аналогично технологии регенеративного цикла кальция). В первом реакторе мелкие частицы металла (например, железа или марганца) используются для связывания кислорода воздуха с образованием оксида металла, который затем транспортируется во второй реактор, где вступает в реакцию с топливом, производя энергию и концентрированный поток CO ₂ , регенерирующий восстановленную форму металла.	Технология была протестирована в ходе реализации около 35 пилотных проектов по сжиганию угля, газа, нефти и биомассы. В черной металлургии технология в настоящее время не применяется.
Энергетические циклы на сверхкритических параметрах CO ₂	Технология основана на применении энергетических циклах со сверхкритическими параметрами CO ₂ в качестве рабочего тела (то есть параметры CO ₂ выше критической температуры и давления). Турбины со сверхкритическими параметрами CO ₂ обычно используют почти чистый кислород для сжигания топлива, чтобы получить дымовой газ, состоящий только из CO ₂ и водяного пара.	В настоящее время в эксплуатации находятся два прототипа/демонстрационных проекта: NET Power's Allam cycle и the Trigen Clean Energy Systems (CES) cycle. В черной металлургии технология в настоящее время не применяется.

Источник: IEA [79]

Хранение CO₂ предполагает закачку уловленного вещества в глубокий подземный геологический резервуар из пористой породы, покрытый непроницаемым слоем горных пород, который герметизирует резервуар и предотвращает восходящую миграцию или «утечку» CO₂ в атмосферу.

Существует несколько типов резервуаров, подходящих для хранения CO₂, при этом наибольшую емкость имеют глубокие солевые формации и истощенные нефтегазовые резервуары.

Глубинные солончаки представляют собой слои пористых и проницаемых пород, насыщенных соленой водой (рассолом), которые широко распространены как в наземных, так и в морских осадочных бассейнах.

Истощенные нефтяные и газовые резервуары представляют собой пористые горные породы, в которых сырая нефть или газ находились в ловушке в течение миллионов лет, прежде чем они были извлечены, и которые могут аналогичным образом улавливать закачиваемый CO₂.

Когда CO₂ закачивается в пласт, он проходит через него, заполняя поровое пространство. Газ обычно сначала сжимают, чтобы увеличить его плотность, а резервуар, как правило, должен находиться на глубине более 800 метров, чтобы удерживать CO₂ в плотном жидкообразном состоянии. CO₂ постоянно удерживается в резервуаре с помощью нескольких механизмов:

- структурное улавливание;
- улавливание растворимости (CO₂ растворяется в рассоле);
- остаточное улавливание (CO₂ остается в порах между породами);
- улавливание минералов (CO₂ реагирует с породой-коллектором с образованием карбонатных минералов (минерализация)).

Природа и тип механизмов улавливания для надежного и эффективного хранения CO₂, которые варьируются в пределах и на протяжении всего срока службы площадки в зависимости от геологических условий, хорошо изучены благодаря многолетнему опыту закачки CO₂ для повышения нефтеотдачи и специализированного хранения.

Хранение CO₂ в базальтах (магматических породах) с высокой концентрацией реакционноспособных химических веществ также возможно, но находится на ранней стадии разработки. Вводимый CO₂ вступает в реакцию с химическими компонентами с образованием устойчивых минералов, удерживающих CO₂.

Библиография

- [1] Водный Кодекс Республики Беларусь от 30 апреля 2014 г. № 149-3
- [2] Кодекс Республики Беларусь о недрах от 14 июля 2008 г. № 406-3
- [3] Закон Республики Беларусь «Об охране окружающей среды» от 2.11.1992 №1982-XII
- [4] Закон Республики Беларусь «О промышленной безопасности» от 5 января 2016 г. № 354-3
- [5] Чугун: Справочное издание. Под ред. Шермана А.Д. и Жукова А.А.. М.: Металлургия. 1991. – 576 с.
- [6] Геердас М., Ченьо Р., Курунов И.Ф., Лингарди О., Риккетс Д. «Современный доменный процесс. Введение. М.: Metallurgizdat, 2016. 280 с., 136 илл.
- [7] Металлургия чугуна. Под ред. Юсфина Ю.С. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2004. – 774 с.: ил.
- [8] Kalugin Y. High-temperature Shaftless Hot Stoves for Blast Furnaces// 6th ICSTI. Rio-de-Janeiro, Brazil, 2012. p. 2774-2783.
- [9] Luengen H.B., Schmoele P., Comparison of Blast Furnace operation modes in the world/ICSTI 2018, Viene, AUSTRIA. p. 1054-1063
- [10] Ефименко Г.Г., Гиммельфарб А.А., Левченко В.Е. Металлургия чугуна. – К.: Выща школа. Головное изд-во, 1988. – 351 с.
- [11] Шкурко Е.Ф., Губайдуллин М.Г., Сударев А.И., Мурин Г.Ф. и Яковлев Е.А. Испытание мощных дуговых плазматронов для конверсии природного газа. Сталь № 9, 1996. С. 17-20.
- [12] Кондаков В.В. Доменная плавка на обогащённом дутье кислородом. ОНТИ НКПТ-СССР. Свердловск-Москва. 1935 г. 126 с.
- [13] Коппенберг Г., Венцель В. Кислородное дутьё в шахтной печи. Metallurgizdat. Москва. 1959 г. 159 с.
- [14] Saito K., Kurita Y. Current Status and the Perspective of Japanese Ironmaking Technology for Enviromental Solution// Материалы 7-го Международного конгресса по агглоксоодоменному производству, 3-7 мая 2015 г. Кливленд, США, vol. 1. p. 1463-1471
- [15] Галкин Ю.А. Инновационные технологии очистки оборотной воды технологических агрегатов заводов чёрной металлургии. «Новые проекты и технологии в металлургии» – Екатеринбург, Сб. научных трудов Уралгипромеца, 2013, 90. – 636 с.
- [16] Бюллетень «Черметинформация» ЦНИИИ и ТЭИ ЧМ, МЧМ СССР, 1980.
- [17] Best Available Techniques (BAT) Reference Document for Iron and Steel Production, European IPPC Bureau, Seville, 2012: Электронный ресурс: <http://eippcb.jrc.ec.europa.eu/reference/BREF>
- [18] Большая Е.П. Экология металлургического производства: Курс лекций. – Новотроицк, НФ НИТУ «МИСиС». 2012 – 155 с.
- [19] Инновационные технологии в системах производственного водоснабжения: Сборник статей. – Екатеринбург, 2013, с. 20231 Стефаненко В.Т. Очистка от пыли газов и воздуха на коксохимических предприятиях / LAP Lambert Academic Publishing, 2016. – 132 с.
- [20] Курунов И.Ф., Торохов Г.В., Корнев В.К. К вопросу об эффективности вдувания в доменные печи газокислородной смеси// Сталь. - 1996. - №5.
- [21] Kurunov I.F. et al. Application of the Premix Technology in Blast Furnace. Russian Experience. 61th Ironmaking Conference, Nashville, Tennessee, USA (2002), pp. 297-311.
- [22] Kurunov I.F., Feshchenko S.A. et al. Synergetic Effect of Natural Gas Preheating Prior to Its Injection into a Blast Furnace. AIST, Pittsburgh, USA, (2008).
- [23] Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия. М., «Металлургия», 1979 – 487 с.
- [24] Борнацкий И.И., Михневич В.Ф., Яргин С.А. Производство стали. – М.: Металлургия, 1991. – 400 с.
- [25] Шевченко А. Ф., Двоскин Б. В., Вергун А. С и др. Сопоставление эффективности способов десульфурации чугуна // Сталь, 2000, № 8.
- [26] Смирнов А.Н. Развитие конвертерного производства стали в мире // Прогрессивные технологии в металлургии стали: 21 век. Труды международной научно-технической конференции. – Донецк: ДонНТУ, 2007.
- [27] Баптизманский В.И., Меджибожский М.Я., Охотский В.Б. Конвертерные процессы производства стали. – Киев: Техника, 1984 – 343 с.
- [28] Синельников В.А., Югов П.И. Металлургия: проблемы, поиски, решения / Тематический сборник трудов ЦНИИчермет. – М.: Металлургия, 1989. – 40 с.
- [29] Линчевский Б.В., Соболевский А.Л., Кальменев А.А. Металлургия черных металлов. – М.: Металлургия, 1986. – 360 с.
- [30] Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В. Производство стали. Том 1. Процессы выплавки, внепечной обработки и непрерывной разливки. – М.: «Теплотехник», 2008. – 528 с.

- [31] Колпаков С.В., Старов Р.В., Смоктий В.В., под ред. Колпакова С. В. Технология производства стали в современных конверторных цехах – М.: Машиностроение, 1991. – 464с.
- [32] Кудрин В.А. Внепечная обработка чугуна и стали. – М.: Metallurgia, 1992. –337 с.
- [33] Лякишев Н.П., Шалимов А.Г. Развитие технологии непрерывной разливки стали. – М.: ЭЛИЗ, 2002. – 208 с.
- [33] Лисин В.С., Юсфин Ю.С. Ресурсо-экологические проблемы XXI века и металлургия – М.: Высшая школа, 1998. – 446 с.
- [35] Рашников В. Ф. и др. Природоохранная деятельность ОАО ММК // Сталь. 2007. № 2. С. 135-139.
- [36] Шаповалов Н.А. и др. Рациональные пути использования сталеплавильных шлаков // Фундаментальные исследования. 2013. № 1 (часть 2). С. 439-443.
- [37] Зоря В.Н. Исследование техногенных отходов черной металлургии, в том числе отходов от обогащения и сжигания углей, и разработка технологий их переработки. Дисс. на соиск. уч. ст. канд. технич. наук, 2015.
- [38] Тулуевский Ю.Н., Зинуров И. Ю. Инновации для дуговых сталеплавильных печей. Научные основы выбора. – Новосибирск: Изд-во НГТУ, 2010. – 347 с.
- [39] Скляр В. О. Инновационные и ресурсосберегающие технологии в металлургии. Учебное пособие. – Донецк: ДонНТУ, 2014. – 224 с.
- [40] Лузгин В.П., Косырев К.Л., Семин А.Е., Досматов Д.А. Энергетика сталеплавильных процессов // Электрометаллургия. 2010. № 1. С.17-24.
- [41] Tretyak A.A., Gugis N.N., Tikhonov D. N. Development of the blast furnace production in Russia. September 2018.
- [42] Воскобойников В.Г. и др. Общая металлургия – 6-изд., перераб. и доп. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2005 – 768 с.
- [43] Патент № 2623509 от 23.06.2016 г. «Устройство для селективного получения цинка и свинца из пыли электросталеплавильного производства».
- [44] Щульц Л.А. Энерго-экологический анализ эффективности металлургических процессов: Учебное пособие, – М.: Изд. дом МИСиС, 2014 – 267 с.
- [45] Гасик М.И., Лякишев Н.П. Физикохимия и технология электроферросплавов. Учебник для вузов. – Днепропетровск, ГНПП «Системные технологии», 2005. – 448 с.
- [46] Гладких В.А. Проектирование и оборудование электросталеплавильных и ферросплавных цехов. – Днепропетровск: ГНПП «Системные технологии», 2009. – 736 с.
- [47] Каблуковский А.Ф. Производство электростали и ферросплавов: – М.: ИКЦ «Академкнига», 2003. – 511 с.
- [48] Мысик В. Ф., Жданов А.В. Проектирование и оборудование электроферросплавных цехов. Учебное пособие. – Екатеринбург: УрФУ, 2014. – 526 с.
- [49] Производство ферросилиция. Справочник: / Под ред. Снитко Ю.П. –Новокузнецк, Полиграфкомбинат, 2000. – 426 с.
- [50] Рожихина И.Д., Нохрина О.И. Теория и технология производства ферросплавов: учебное пособие. Ч.1. – Новокузнецк, СибГИУ 2006. – 258 с.
- [51] Гасик М.И. Марганец. – М.: Металлургия. 1992. – 608 с.
- [52] Жучков В.И., Смирнов Л.А., Зайко В.П., Воронов Ю.И. Технология марганцевых ферросплавов. Ч. 1. Высокоуглеродистый ферромарганец. – Екатеринбург, 2007. – 415 с.
- [53] Гладышев В.И. Марганец в доменном процессе. – Екатеринбург, 2005. – 402 с.
- [54] Цылев Л.М. Первичное шлакообразование в доменных печах // Выплавка ферросплавов в доменной печи на дутье, обогащённом кислородом. – М., 1959. с. 8-16.
- [55] Шаповалов М.А. Анализ выплавки ферросплавов в доменной печи на дутье, обогащённом кислородом // Выплавка ферросплавов в доменной печи на дутье, обогащённом кислородом. М. 1959. с. 3-7.
- [56] Доменное производство – XXI. Труды международного конгресса доменщиков. Москва, 12-16 апреля 2010 г.
- [57] Рожихина И.Д., Нохрина О.Д. Конструкции и проектирование дуговых печей: учебное пособие. Ч.1. – Новокузнецк, СибГИУ, 2011 – 311 с.
- [58] Шевченко В.Ф. Устройство и эксплуатация оборудования ферросплавных заводов. Справочник. – М.: Металлургия, 1982. – 208 с.
- [59] Аллюминотермия / Лякишев Н.П. и др. – М.: Металлургия, 1978. – 424 с.
- [60] Рысс М.А. Производство ферросплавов / М.А. Рысс. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Металлургия, 1985. – 540 с.
- [61] Домов Д.В. «Разработка технологии производства ванадиевой лигатуры из сталеплавильных шлаков для выплавки арматурных строительных сталей» Автореферат дисс.на соиск. уч. степени канд.техн.наук – ФГУП ЦНИИчермет им. И.П.Бардина, Москва, 2016 г.

П-ООС 17.ХХ-ХХ-ХХХХ

- [62] Лякишев Н.П., Слотвинский-Сидак Н.П., Плинер Ю.Л., Лаппо С.И. «Ванадий в черной металлургии». – М, Металлургия, 1983
- [63] Рабинович Е.М., Мизин В.Г. и др. Комплексная переработка ванадиевого сырья. Химия и технология. Металлургия. – Екатеринбург, 2005 г.
- [64] Best Available Techniques (BAT) Reference Document for the Non-Ferrous Metals Industries. European IPPC Bureau, Seville, 2017: Электронный ресурс: <http://eippcb.jrc.ec.europa.eu/reference/BREF/NFM>
- [65] Тугуз Ш.М., Шенфельд Б.Е. и др. Экологические аспекты производства ферросплавов//Сталь, 2008, №7, с. 118-119.
- [66] Жданов А.В., Жучков В.И., Дашевский В.Я., Леонтьев Л.И. Проблемы образования и утилизации отходов ферросплавного производства // Металлург. 2014. № 12. С.36-41.
- [67] Excel tool for European Standard EN 19694-2, Eurofer, – URL: <https://www.eurofer.eu/publications/reference-documents/excel-tool-for-european-standard-en-19694-2/>.
- [68] Постановление Совета Министров Республики Беларусь от 9 марта 2021 г. № 137 «О реализации положений Парижского соглашения к Рамочной конвенции Организации Объединенных Наций об изменении климата»
- [69] Kazumasa Wakimoto A feedstock recycling system of waste plastics in a blast furnace at NKK// 60th Ironmaking conference proceedings, 25-28 March. 2001, p. 473 -483.
- [70] Buchwalder J. et al. Requirements on residual materials for the injection into blast furnaces// ISSTech 2003 Conference, Indianapolis, USA, April 27 – 30, 2003, p. 825-839.
- [71] Masaaki Naito Recent progress in practical blast furnace operation in Japan and innovative trials for the future// Proceeding of the 5th European Coke and Ironmaking Congress, Stockholm, Sweden, 2005, p.p. Mo1:2-1-14.
- [72] Разработка технологии и технических решений политопливного газогенератора на базе местных и возобновляемых топливных ресурсов: Электронный ресурс: <https://xpir.ru/conference2015/theses>
- [73] Yongfu Zhao, Stephen E. Yaniga C., Jefferson Obert, Mark Lunsford, Tianjun Yang, Zhengkai Gao Burden Distribution Computer Simulation for Fairfield Works No.8 Blast Furnace// Ironmaking Conference Proceedings, 2002, pp. 3-18.
- [74] Development of Burden Distribution Technology at U.S. Steel Canada's Hamilton Works 'E' Blast Furnace// Iron & Steel Technology, 2011, pp. 52-61
- [75] Zhengkai Gao, Tianjun Yang, Yong Gao Application of blast furnace visualization and simulation technology// ICSTI, 2012, p. 155.
- [76] Технология утилизации металлургических шлаковых расплавов «Экошлакрециклинг»: Электронный ресурс: <https://ecoslag.ru>.
- [77] Ярошенко Ю.Г., Гордон Я.М., Ходоровская И.Ю. Энергоэффективные и ресурсосберегающие технологии черной металлургии/ Екатеринбург. – Уральский Федеральный Университет им. Первого Президента России Б.Н. Ельцина. – 2012, с. 676
- [78] Iron and Steel Technology Roadmap: Towards More Sustainable Steelmaking, International Energy Agency, – URL: <https://www.iea.org/reports/iron-and-steel-technology-roadmap>
- [79] Driving Energy Efficiency in Heavy Industries. Global Energy Efficiency Benchmarking in Cement, Iron & Steel, International Energy Agency, – URL: <https://www.iea.org/articles/driving-energy-efficiency-in-heavy-industries>.
- [80] Национальный доклад о кадастре антропогенных выбросов из источников и абсорбции поглотителями парниковых газов нерегулируемых Монреальским протоколом, за 1990-2021 гг. в 2023г.
- [81] Руководящие принципы национальных инвентаризаций парниковых газов МГЭИК 2006 года.
- [82] International Standard ISO 14404. Calculation method of carbon dioxide emission intensity from iron and steel production.
- [83] CO₂ Data Collection, User Guide, version 10, Review 2021, World Steel Association, – URL: <https://worldsteel.org/wp-content/uploads/CO2-data-collection-user-guide-version-10.pdf>.
- [84] European Standard EN 19694-2:2016. Stationary source emissions — Determination of greenhouse gas (GHG) emissions in energy-intensive industries. Part 2: Iron and steel industry.
- [85] Iron and Steel, International Energy Agency, – URL: <https://www.iea.org/reports/iron-and-steel>