

О.М. Смірнов,
А.Ю. Семенко,
Ю.П. Скоробагатько,
М.С. Горюк

ОСНОВИ МЕТАЛУРГІЇ: ВИРОБНИЦТВО ЧАВУНУ

ПІДРУЧНИК



mip
metinvest
polytechnic

ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ “МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА”»

**О. М. СМІРНОВ, А. Ю. СЕМЕНКО,
Ю. П. СКОРОБАГАТЬКО, М. С. ГОРЮК**

ОСНОВИ МЕТАЛУРГІЇ: ВИРОБНИЦТВО ЧАВУНУ

Підручник

Одеса • 2023 • Олді+

Рецензенти:

К. О. Гогаєв – член-кореспондент НАН України, доктор технічних наук, завідувач відділу диспергування матеріалів та пластичної деформації прокатуванням Інституту матеріалознавства ім. І. М. Францевича НАН України (м. Київ);

О. Є. Меркулов – доктор технічних наук, старший науковий співробітник лабораторії теплотехніки та енергозберігаючих технологій відділу металургії чавуну Інституту чорної металургії ім. З. І. Некрасова НАН України (м. Дніпро);

В. В. Пашинський – доктор технічних наук, доцент, завідувач кафедри металургії, матеріалознавства та організації виробництва ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ “МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА”» (м. Запоріжжя)

Рекомендовано до друку рішенням Вченої ради
ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ “МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА”»
(протокол № 2 від 21.12.2023 р.)

Смірнов О. М.

С50 Основи металургії: виробництво чавуну : підручник /
О. М. Смірнов, А. Ю. Семенко, Ю. П. Скоробагатько, М. С. Горюк. –
Одеса : Олді+, 2023. – 192 с.

ISBN 978-966-289-813-2

Розглянуто технологічні процеси та обладнання для доменного виробництва чавуну, що використовується для подальшого переділу в сталь. У підручнику представлено 11 розділів, які найбільш повно описують теоретичні та практичні аспекти цих технологічних процесів.

Описані способи виробництва чавуну, починаючи з видобутку та подрібнення залізної руди. Розглянуто всі процеси, які відбуваються в доменній печі, а також її продуктивність та ефективність.

Підручник призначений для студентів-бакалаврів і викладачів вищих навчальних закладів. Він може бути успішно використаний не тільки в навчальній, але і в практичній діяльності працівниками науково-дослідних і проектних інститутів, а також металургійних підприємств.

УДК 669.13(075.8)

© О. М. Смірнов, А. Ю. Семенко,
Ю. П. Скоробагатько, М. С. Горюк, 2023

© ТОВ «ТУ “МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА”», 2023

ISBN 978-966-289-813-2

ЗМІСТ

ВСТУП	6
1. ОСНОВНІ ЗНАННЯ ПРО ДОМЕННИЙ ПРОЦЕС	10
1.1. Основні відомості про залізовуглецеві сплави: сталь і чавун.	10
1.2. Загальна схема та основне обладнання доменного цеху.	14
1.3. Структура стовпа шихти і розподіл газу в доменній печі.	17
1.4. Горн доменної печі.	22
Питання для самоконтролю.	26
2. ЗАЛІЗОРУДНА ЧАСТИНА ШИХТИ (АГЛОМЕРАТ, ОКАТИШІ, КУСКОВА РУДА)	27
2.1. Видобуток і подрібнення залізної руди.	27
2.2. Виробництво агломерату.	33
2.3. Виробництво залізорудних окатишів.	37
2.4. Кускова руда.	42
Питання для самоконтролю.	43
3. КОКС ДОМЕННИЙ	44
3.1. Призначення, хімічний склад і властивості коксу.	44
3.2. Доменний кокс: основна сировина і підготовка до коксування.	48
3.3. Печі для коксування.	52
3.4. Основні продукти при коксуванні.	54
3.5. Футеровка коксових печей.	56
Питання для самоконтролю.	58
4. ПЕРЕМІЩЕННЯ ШИХТИ І ГАЗІВ У ДОМЕННІЙ ПЕЧІ	59
4.1. Особливості опускання і розподілу шихти в доменній печі.	59
4.2. Основні теплові втрати через стіни доменної печі.	63
4.3. Управління розподілом потоків газу.	66
Питання для самоконтролю.	69
5. ПРОДУКТИВНІСТЬ І ЕФЕКТИВНІСТЬ РОБОТИ ДОМЕННОЇ ПЕЧІ	70
5.1. Оцінка продуктивності доменної печі.	70

5.2. Повітрянагрівачі та нагрів дуття.	73
5.3. Горіння палива.	80
5.4. Розподіл температури та реакцій відновлення в доменній печі.	82
5.5. Окружна рівномірність роботи печі.	83
5.6. Вдування пиловугільного палива в доменну піч.	85
5.7. Виплавка чавуну в доменній печі та його хімічний склад.	90
Питання для самоконтролю.	94
6. ОСНОВНЕ ОБЛАДНАННЯ ДОМЕННОГО ЦЕХУ.	95
6.1. Подача шихти в доменну піч.	95
6.2. Двоконусний засипний апарат.	99
6.3. Безконусний засипний апарат.	104
6.4. Рудний двір.	105
Питання для самоконтролю.	108
7. ЛИВАРНИЙ ДВІР І ЙОГО ОСНОВНЕ ОБЛАДНАННЯ.	109
7.1. Призначення ливарного двору.	109
7.2. Жолоби для чавуну і шлаку.	110
7.3. Випуск, транспортування і розливка чавуну.	113
7.4. Випуск і прибирання шлаку.	118
Питання для самоконтролю.	121
8. ОСНОВИ ПОЗАПІЧНОГО РАФІНУВАННЯ ЧАВУНУ.	122
8.1. Сучасний стан технології позапічного рафінування чавуну.	122
8.2. Десульфурація чавуну магнієм у чавуновозних ковшах.	127
8.3. Десульфурація чавуну магнієм у великих розливних ковшах.	133
8.4. Комплексне рафінування чавуну окисними шлакоутворюючими сумішами.	138
Питання для самоконтролю.	142
9. ВОГНЕТРИВКІ СИСТЕМИ ДЛЯ ВИРОБНИЦТВА ЧАВУНУ.	143
9.1. Сучасні рішення для футеровки доменної печі.	143
9.2. Футеровка поду доменної печі.	146
9.3. Футеровка і вогнетриви в області заплечиків, розпару і шахти.	151

9.4. Маса для забивання льотки доменної печі.	155
9.5. Жолоби доменної печі (вогнетриви ливарного двору).	158
Питання для самоконтролю.	162
10. ВИРОБНИЦТВО ЗАЛІЗА ПРЯМОГО (ПОЗАДОМЕННОГО) ВІДНОВЛЕННЯ (DRI).	163
10.1. Загальні відомості про виробництво DRI у світі.	163
10.2. Процес Midrex.	167
10.3. Процес HYL.	170
Питання для самоконтролю.	174
11. ЗАХИСТ НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА ВІД ШКІДЛИВИХ ВПЛИВІВ ДОМЕННОГО ВИРОБНИЦТВА.	175
11.1. Захист атмосфери від шкідливих викидів доменного виробництва.	175
11.2. Захист природних водойм від забруднення стічними водами доменного виробництва.	183
11.3. Зменшення шкідливих викидів доменного виробництва технологічним шляхом.	187
Питання для самоконтролю.	188
ЛІТЕРАТУРА.	190

Виробництво чавуну в доменних печах є найважливішим технологічним етапом у виробництві металопродукції, оскільки воно забезпечує трансформацію залізорудної сировини в рідкий залізовуглецевий сплав (чавун), який потім переробляється в сталь.

Загалом виробництво чавуну являє собою комплексну поєднану систему технологій і агрегатів, які переважно працюють у квазібезперервному режимі.

Крім цього технологічні аспекти переробки залізної руди припускають її збагачення, а також огрудкування в агломерат і залізорудні окатиші, які порціями за допомогою засипного апарату завантажуються безпосередньо в доменну піч.

Основне завдання доменного процесу – забезпечити якомога більш повне вилучення заліза з металевої частини шихти (агломерат, окатиші) шляхом їх відновлення. Відновлення полягає у відібранні кисню від оксиду й отриманні з нього заліза. В доменній печі залізо відновлюється практично повністю: до 99,0–99,8 % заліза переходить у чавун. Для вилучення заліза з руди потрібні високі температури, які забезпечують проведення певної сукупності й послідовності фізико-хімічних процесів.

До складу шихти доменної печі входить залізна руда, кокс і вапняк (флюс). На сьогодні всі залізорудні родовища діляться за ступенем вмісту заліза на багаті (більше 56–57 % вмісту заліза в загальній рудній масі) і бідні (не менше 26 %). Залізна руда видобувається переважно кар'єрним способом. Для отримання багатой залізорудної сировини в світовій практиці розроблені ефективні промислові способи дроблення і збагачення залізних руд. Прийнято вважати, що для багатьох руд оптимальний вміст заліза в концентратах для доменної плавки знаходиться в межах 64–67 % і більше.

Кокс являє собою твердий пористий продукт темно-сірого кольору, одержуваний шляхом коксування (гарячої обробки) кам'яного вугілля при температурах 950...1100 °C без доступу повітря. Це штучне тверде паливо, яке приготовлене зі спікливого кам'яного вугілля.

Основна маса коксу використовується в якості палива в доменних печах для виплавки чавуну. Поряд з цим кокс використовується при агломерації (спіканні) залізорудного концентрату, а також в якості палива для переплавлення чавуну у вагранках.

У процесі ведення плавки шихта опускається в доменній печі зверху вниз. Опускання шихти контролюється за допомогою спеціальних зондів для вимірювання рівня засипки, які лежать на поверхні шихти та опускаються разом з нею у відрізки часу між завантаженнями шихтових матеріалів у піч. Швидкість опускання шихти становить 0,08–0,15 м за хвилину.

Опускання шихти в доменній печі обумовлено постійним утворенням у нижній частині печі вільного простору за рахунок горіння коксу, переходу залізорудних матеріалів у рідкі продукти плавки в зоні плавлення та стікання їх в горно, а також витрати вуглецю коксу на науглецьовування заліза і на реакції прямого відновлення. Найбільш значну роль відіграє процес плавлення залізорудних матеріалів.

Ефективність роботи сучасного доменного цеху визначається продуктивністю доменної печі, а саме: питомою (на 1 т чавуну) витратою коксу, руди і вапняку, собівартістю чавуну і продуктивністю праці.

При нормальній роботі доменної печі її продуктивність безпосередньо пов'язана з витратою коксу на фурмах в одиницю часу. Це обумовлено тим, що на кожну одиницю коксу в доменну піч завантажуються певна кількість залізорудних матеріалів, і в міру споживання коксу в доменній печі виробляється чавун. Продуктивність доменної печі зростає зі зменшенням витрати коксу і палива, що вдувається, на одиницю чавуну, який виплавляється.

У сучасній доменній печі тривалість перебування в ній матеріалів становить у середньому 5–6 год, а газів – близько 5–12 с. Високі показники доменної плавки можуть бути отримані при хорошому взаємному розподілі шихти і газів по перерізу печі.

Для прибирання продуктів доменної плавки – чавуну і шлаку – біля доменної печі влаштовується спеціальний майданчик, який називається ливарним двором.

Сучасний ливарний двір являє собою майданчик, який розташований біля горну доменної печі, призначений для розміщення жолобів для чавуну і шлаку. По цих жолобах чавун і шлак з льоток направляються до ковшів, які встановлюються під зливними носками на залізничних коліях.

Розміри ливарного двору визначаються площею, яка необхідна для розміщення жолобів, відповідно до необхідного при даній продуктивності доменної печі кількістю ковшів, що встановлюються в ряд вздовж ливарного двору, кількістю льоток і конструкцією жолобів.

На сьогодні найважливішим технологічним елементом, що забезпечує підвищення якості чавуну, є впроваджена десульфурація в ковшах. На практиці вона є чи не єдиним технологічним різновидом ефективного рафінування чавуну, який у промислових масштабах використовується на металургійних комбінатах України. Наявність на металургійних підприємствах спеціальних відділень позадоменної десульфурації чавуну дозволяє вирішувати наступні технологічні завдання: десульфурація товарного чавуну; глибока десульфурація переробного чавуну для виплавки низькосірчастих марок сталі; усунення періодичного підвищення вмісту сірки в чавуні при стійкій роботі доменних печей, а також наслідків порушень ходу печей, промивань та ін.

У сучасних доменних печах використовуються складні функціональні вогнетривкі системи для забезпечення тривалого і безпечного терміну служби, необхідного для забезпечення працездатності печі, а також для забезпечення квазі безперервної її роботи. Для досягнення цих цілей кращі вогнетривкі матеріали поєднуються з іншими важливими функціями, такими як водяне охолодження в самій печі або швидка заміна окремих компонентів обладнання доменного цеху.

Технологія доменного виробництва залишиться головною у виробництві металу в найближчому майбутньому. За останні роки металурги досягли значних успіхів у її вдосконаленні та оптимізації, але наявні високі термодинамічні показники доменної плавки практично вичерпали свій потенціал для подальшого скорочення витрати енергоносіїв та емісії CO₂.

Інтеграція технологій прямого відновлення заліза в технологічну схему металургійного заводу дає можливість для скорочення витрати енергії та питомої емісії CO₂. Процеси прямого відновлення заліза, засновані на застосуванні природного газу, мають меншу емісію CO₂ порівняно зі заснованою на використанні коксу доменною плавкою. Ця технологія зараз успішно інтегрована у світовий металургійний комплекс у різних країнах.

Незважаючи на деякі незначні відмінності, основні технологічні та конструктивні особливості доменного процесу досить добре вивчені і розроблені. Подальший їх розвиток і вдосконалення досягається за рахунок забезпечення високої гнучкості та функціональності технологічних агрегатів і машин.

При підготовці цього видання були використані сучасні технологічні та проєктні рішення, які визначають розвиток доменного процесу як у світі, так і в нашій країні.

Великий внесок у розвиток наукових уявлень про доменний процес і технологічних концепцій, що забезпечують підвищення ефективності доменної плавки, виконаний наступними вченими: М. А. Павлов, О. Н. Рамм, О. І. Целіков, Г. Г. Єфименко, І. Г. Товаровський, Є. Ф. Вегман, В. М. Андронов, С. Л. Ярошевський, В. І. Большаков, А. К. Тараканов, В. П. Тарасов та ін.

Спираючись на численні вітчизняні та зарубіжні дослідження в галузі виробництва чавуну та модернізації доменного виробництва, а також на досвід викладання технічних дисциплін студентам напряму «Металургія», автори створили підручник для вивчення курсу «Виробництво чавуну», а також суміжних з ним дисциплін.

Основний зміст підручника присвячений технологічним процесам і обладнанню для доменного виробництва чавуну, що використовується для подальшої переробки в сталь. Саме тому в ньому представлено 11 розділів, які найбільш повно описують теоретичні та практичні аспекти цих технологічних процесів та етапів.

Підручник призначений для студентів-бакалаврів і викладачів вищих навчальних закладів. Він може бути успішно використаний не тільки в навчальній, але й у практичній діяльності працівниками науково-дослідних і проєктних інститутів, а також металургійних підприємств.

ОСНОВНІ ЗНАННЯ ПРО ДОМЕННИЙ ПРОЦЕС

Основне завдання доменного процесу – це забезпечити якомога більш повне вилучення заліза з металевої частини шихти (агломерат, окатиші) через їх відновлення. Відновлення полягає у відібранні кисню від оксиду і отриманні з нього заліза:



У доменній печі залізо відновлюється практично повністю: до 99,0–99,8 % заліза переходить у чавун. Для вилучення заліза з руди потрібні високі температури, що забезпечують проведення певної сукупності і послідовності фізико-хімічних процесів.

1.1. Основні відомості про залізовуглецеві сплави: сталь і чавун

Залізо – це елемент восьмої групи четвертого періоду періодичної системи хімічних елементів Д. І. Менделєєва з атомним номером 26. Позначається символом Fe (лат. Ferrum). Один з найпоширеніших у земній корі металів (друге місце після алюмінію).

Вміст вуглецю в залізі багато в чому визначає механічні, технологічні та експлуатаційні властивості тієї чи іншої марки сталі.

На практиці сталі можуть містити від декількох тисячних відсотка до 1,0–1,5 % вуглецю. Збільшення вмісту вуглецю призводить до підвищення міцності при одночасному зниженні пластичності і зварюваності.

Зміна властивостей сталі може бути досягнуто введенням у розплав певних хімічних елементів, так званих легуючих добавок (Mn, Si, Ni, Cr, Al, Ti, V, B та ін.). Поширеність заліза в земній корі – 4,65 % (4-е місце після O, Si, Al). Для видобування заліза із руди потрібні високі температури. Протягом багатьох століть люди розробили різні печі, які дозволяють реалізувати процес відновлення заліза з руди.

Сучасна виробнича структура у виробництві сталі остаточно склалася в першій половині XX ст. (рис. 1.1). Вона являє собою чотириступеневу схему, яка більшою чи меншою мірою відтворюється на всіх металургійних комбінатах і заводах:

- підготовка сировинних матеріалів (руда, вугілля, вапняк);
- виробництво первинного металу на основі заліза (чавуну) у відновних печах (доменні печі);
- переробка первинного металу в сталь і розливання в заготовки;
- отримання методами прокатки металопродукції певної геометричної форми і фізико-механічних властивостей.

Загалом промислове виробництво сталі є складним мультистадійним технологічним процесом, який забезпечує протікання певної сукупності фізичних процесів і перетворень, а також хімічних реакцій. У сучасних умовах виплавка сталі в промислових масштабах здійснюється за двома основними технологічними схемами: у кисневих конвертерах і в дугових сталеплавильних печах.

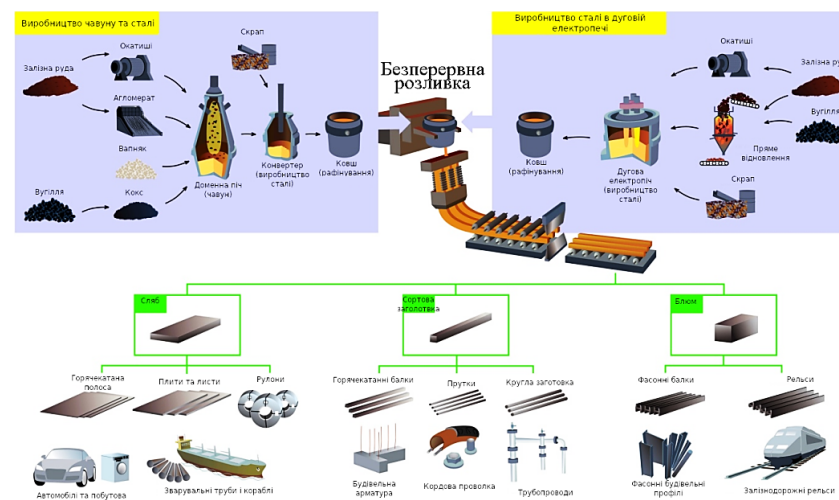


Рисунок 1.1 – Загальна схема системи технологій отримання чавуну і сталі та виробництва металопродукції

Ефективність і конкурентоспроможність металургійних підприємств, що забезпечують виробництво металопродукції, визначається як технологічними можливостями у виробництві продукції, так і енергетичними та матеріальними витратами на процес виробництва.

У найближчому майбутньому сталь залишатиметься основним конструкційним матеріалом для більшості галузей машинобудування та будівництва. Це обумовлено такими факторами:

- низька вартість у порівнянні з іншими матеріалами;
- висока механічна міцність металопродукції;
- висока пластичність і оброблюваність;
- порівняно прості й універсальні технологічні схеми виробництва сталі та металопродукції;
- найбільш ефективна схема утилізації і переробки металлобрухту (простий рециклінг);
- найкраще співвідношення ціни та якості.

Найбільш великими виробниками чавуну в світі є Китай, Японія, Росія та Індія (табл. 1.1, рис. 1.2 (див. с. 13)).

Таблиця 1.1 – Провідні в світі країни виробники чавуну

Країна Рік	Китай	Японія	Росія	Індія	Північна Корея	Бразилія	Німеч- чина	Україна	США	У світі
2010	595,6	82,3	47,9	38,7	35,1	31,0	28,6	27,3	26,8	1034,2
2011	645,8	81,0	48,1	38,5	42,2	33,3	27,9	28,9	30,2	1104,7
2012	670,1	81,4	50,5	48,0	41,7	26,9	27,0	28,5	32,1	1124,3
2013	709,0	83,8	50,1	50,3	41,0	26,2	27,2	29,1	30,3	1207,3
2014	716,5	83,9	51,5	55,2	46,9	27,0	27,4	24,8	29,4	1188,0
2015	691,4	81,0	52,6	57,3	47,6	27,8	27,8	21,8	25,4	1162,3
2016	698,2	80,2	51,9	63,7	46,3	26,0	27,3	23,6	22,3	1166,7
2017	710,8	78,3	51,6	66,0	46,7	28,4	28,4	20,1	22,4	1218,2
2018	768,4	77,3	51,7	72,6	47,1	28,7	27,3	20,6	24,1	1250,2
2019	809,4	74,9	50,7	74,1	47,5	26,3	25,5	20,1	22,3	1327,1
2020	887,5	61,6	51,9	67,8	45,4	24,5	22,5	20,4	18,3	1319,4

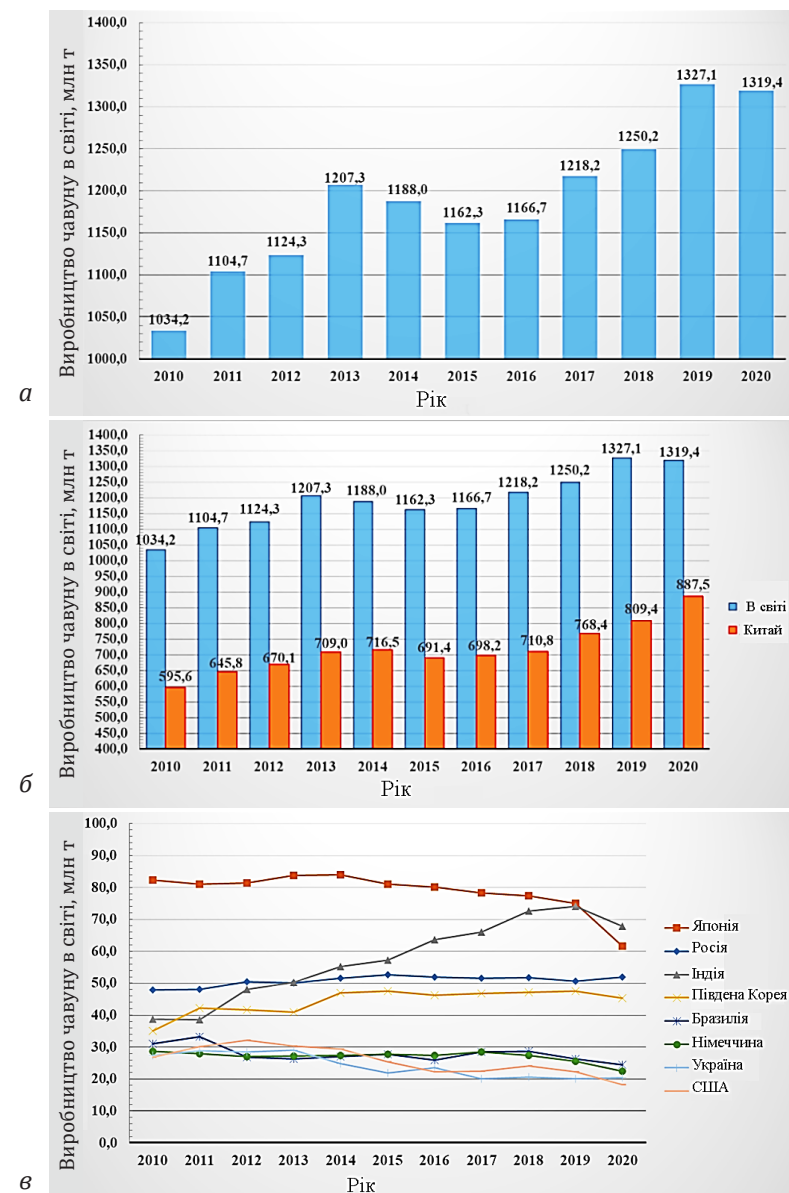


Рисунок 1.2 – Динаміка виробництва чавуну в світі (2010–2020 рр.)

Основою світового лідерства Китаю є проведена демпінгова політика. Корпорації Китаю, які не мають ресурсозберігаючих технологій, високого виробничого потенціалу за рахунок дешевих сировинних компонентів і енергії завалюють світові ціни на чавун і сталь. Причинно-наслідковим фактором такого зростання є субсидування галузі центральним і місцевими державними органами Китаю (у середньому 4 млрд дол./рік).

1.2. Загальна схема та основне обладнання доменного цеху

Сучасний доменний цех являє собою велику технологічну систему взаємопов'язаних процесів подачі і переробки шихтових матеріалів, яка реалізується за безперервною схемою (рис. 1.3). При цьому отримують рідкий розплав заліза з приблизно 4,0–4,4 % вуглецю, який називають чавуном.

Доменна піч має типову конічну форму. Частини доменної печі зверху вниз називаються: колошник, у якому розташовується поверхня шихти; шахта, у якій нагрівається залізорудна сировина і починається її відновлення; розпар; заплечики, де повністю завершується відновлення заліза і чавун розплавляється; горн, у якому накопичуються рідкі продукти плавки, а потім випускаються з печі через льютку.

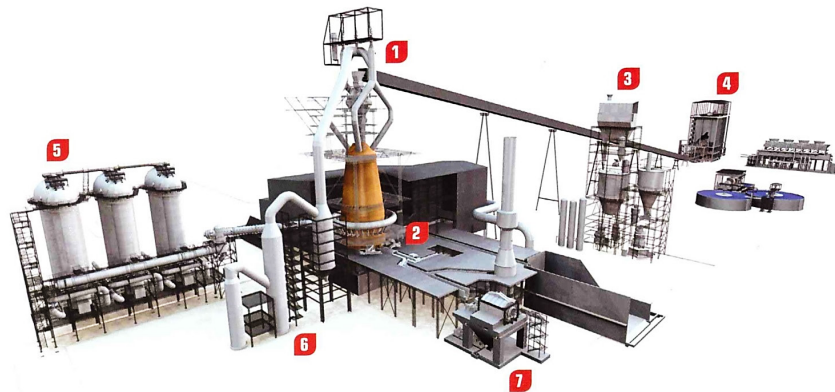


Рисунок 1.3 – Технологічна схема доменного цеху

Шихта в доменну піч (2) подається через засипний апарат (1), який розташований у верхній частині агрегату. Послідовність і кількість поданих матеріалів регулюється на ділянках бункерної естакади (3) і (4). Підігрівання повітря, яке вдувається в доменну піч, здійснюється за допомогою повітрянагрівачів (5). Для зниження викидів пилу застосовуються спеціальні пилоуловлювачі (газоочищення) (6). Продукти плавки (чавун і рідкий шлак) періодично видаляються за допомогою випуску чавуну й шлаку по жолобах ливарного двору і потрапляють у чавуновозні та шлаковозні ковші (7) відповідно.

Як правило, до складу доменного цеху входить 3–5 печей, які можуть мати різний корисний об'єм і продуктивність. Сучасні доменні печі мають корисний об'єм 1500–5500 м³. Корисна висота доменної печі досягає 35 м.

Випуск чавуну періодично здійснюється через спеціальні льютки, які забиваються спеціальною вогнетривкою масою після випуску чавуну і розкриваються за допомогою бура перед випуском. Як правило, малі доменні печі мають одну льютку, середні печі мають дві льютки, а великі і надвеликі – три або чотири льютки.

Таким чином доменна піч є основним технологічним агрегатом, у якому проводиться відновлення залізорудної сировини. При цьому утворюється рідкий розплав заліза з приблизно 4,0–4,4 % вуглецю, який називається чавуном.

Доменна піч являє собою піч шахтного типу, в яку порціями завантажують агломерат (окатиші) і кокс, що повільно опускаються вниз. Тривалість їх перебування в печі становить 5–6 год і більше. Продуктивність доменних печей підвищується зі збільшенням їх робочого об'єму. Наприклад, сучасна доменна піч об'ємом 5000 м³ забезпечує виплавку сталі на рівні до 4 млн т/рік. Піч такої продуктивності в середньому витрачає понад 10 залізничних ешелонів сировини на добу.

Основне обладнання та агрегати комплексу доменної печі наведені на рис. 1.4. У нього входять:

- доменні повітрянагрівачі (каупери): дуття нагрівається в таких повітрянагрівачах до температури 1000...1300 °С

і через повітропровід гарячого дуття, кільцевий повітропровід і, нарешті, через фурменні прилади подається в піч. Впливаючи на кокс і взаємодіючи з ним, а також із паливними добавками, що вдуваються, гаряче дуття формує в печі так звану фурменну зону або зону циркуляції;

- бункерна естакада: шихтові матеріали і кокс подаються в бункера бункерної естакади, але перед завантаженням в піч матеріали відсіваються від дріб'язку та зважуються. При цьому обладнання шихтоподачі працює автоматично. Шихтові матеріали і кокс подаються скіпами або конвеєром на колошник, де вони завантажуються в піч окремими шарами;

- газоочищення: колошниковий газ виходить з печі через висхідні та низхідні газопроводи. Колошниковий газ містить безліч дрібних частинок і для їх максимального видалення газ пропускається через пилоуловлювач та систему мокрого очищення;

- ливарний двір: рідкий чавун і шлак накопичуються в горні доменної печі, звідки вони випускаються через лютку в жолоби на ливарному дворі, а потім в транспортні ковші. Процес утворення рідких чавуну і шлаку завершується при температурі 1250...1300 °C;

- грануляція шлаку: шлак може гранулюватися водою на припічній установці грануляції шлаку. Гранульований шлак використовується для виробництва цементу в будівництві.

У конструкційному плані доменна піч має міцний сталевий кожух, який викладений зсередини вогнетривкою шамотною цеглою або високоглиноземистим бетоном. Робочий простір печі включає (рис. 1.4, див. с. 17): колошник 6, шахту 5, розпар 4, заплечики 3, горн 2, під 1. У верхній частині колошнику знаходиться засипний апарат 7, через який в піч завантажують шихту (офлюсований агломерат і окатиші). Шихтові матеріали в засипний апарат подають за допомогою скіпового підйомника або конвеєра певними порціями, які попередньо зважуються.

У нижню частину доменної печі (верх горна) через розташовані по периметру фурми подають дуття (нагріте повітря). Відповідно, поблизу фурм за рахунок кисневого дуття згорає кокс. При цьому виділяється тепло, а гарячі продукти згорання

рухаються через стовп шихти вгору, нагріваючи її. При опусканні нагрітої шихти в ній з оксидів відновлюється залізо, яке науглецьоване, розплавляється і краплями стікає в область горна, утворюючи чавун.

1.3. Структура стовпа шихти і розподіл газу в доменній печі

Доменна піч являє собою протиточний універсальний реактор (рис. 1.5, див. с. 18), рушійною силою в якому є гаряче дуття, що окисляє кокс перед фурмами. Стовп шихти в печі складається із чергуючих шарів залізорудних матеріалів (агломерат, окатиші, кускова руда) і коксу. Холодна і волога шихта завантажується

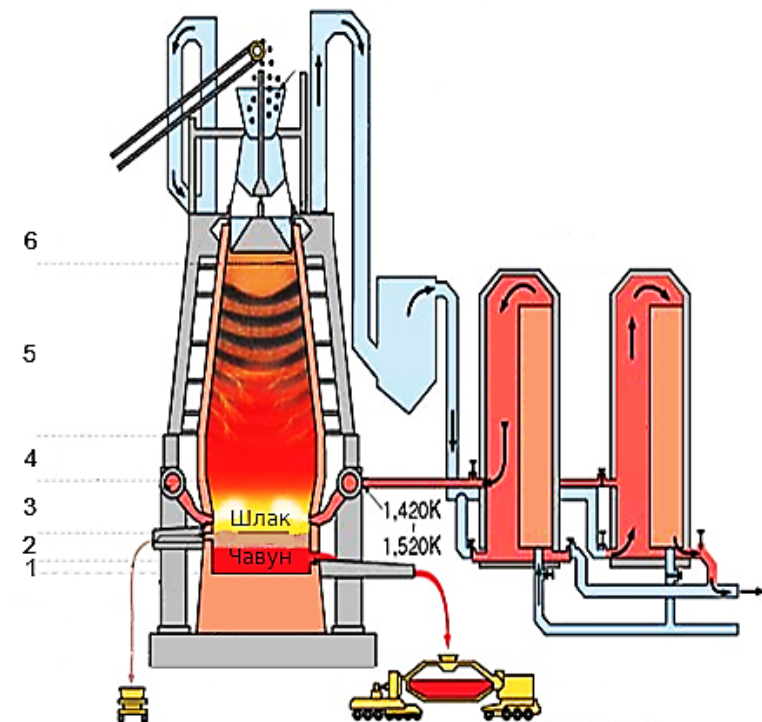


Рисунок 1.4 – Конструкція доменної печі і основні елементи

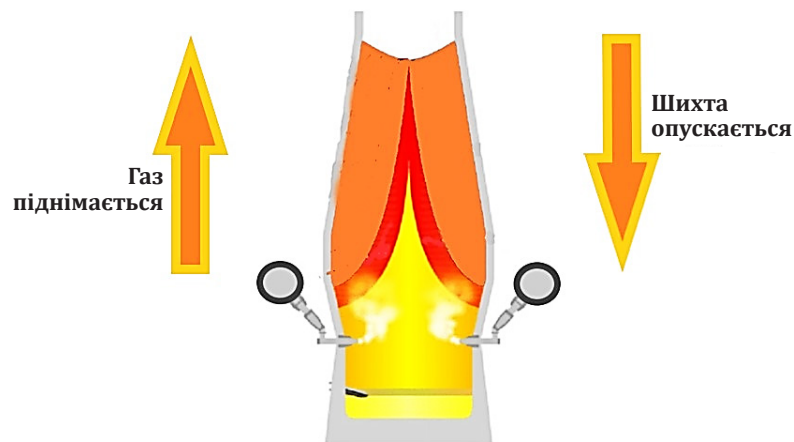


Рисунок 1.5 – Доменна піч як протиточний реактор

на колошник доменної печі, а гаряче дуття вдувається в фурми і газифікує в фурмених зонах розпечений кокс, який надходить у них зверху. Утворений тут фурмений газ має температуру близько 2200 °С, а проходячи через стовп шихти до рівня засипки (відстань від 22 до 25 м), він нагріває шихту та охолоджується. На виході з печі колошниковий газ має температуру 100...150 °С.

Доменний процес починається із надходження в піч через повітряні фурми гарячого дуття, яке газифікує кокс і паливо, що вдувається, у фурмених зонах. В результаті горіння коксу і палива, що вдувається, утворюється гарячий відновлений газ, який здатний нагріти і розплавити залізорудну частину шихти. Згоряння коксу перед фурмами і розплавлення залізорудної частини шихти створює в нижній частині печі вільний простір, який заповнюється шихтою, що опускається. Кисневе дуття газифікує вуглець коксу, утворюючи монооксид вуглецю (CO). Примітно, що з кожної молекули кисню утворюються дві молекули монооксиду вуглецю, а з кожного 1 м³ кисню утворюється 2 м³ CO. Якщо атмосфера дуття збагачується киснем, наприклад до 25 %, то газ на виході з фурмених зон буде містити 60 % азоту і 40 % CO (із 100 нм³ дуття утворюється 75 нм³ азоту і 2×25 нм³ CO).

При горінні коксу і палива (пиловугільного палива (ПВП), мазуту або природного газу), що вдувається, у фурмених зонах виділяється велика кількість тепла, у результаті чого утворюються продукти горіння (фурмений газ), а також нагріваються до високої температури, яка, залежно від параметрів дуття і палива, що вдувається, становить від 2000 до 2300 °С. Оскільки ця температура вища температури плавлення чавуну і шлаку, то тепло фурмених газів у печі може використовуватися для нагріву і розплавлення залізорудної частини шихти.

Гарячий фурмений газ проходить через шари залізорудної сировини руди і коксу до колошника доменної печі. Якщо доменна піч заповнена тільки коксом, то хімічний склад газу при проходженні через стовп коксу не буде змінюватися, але температура газу буде знижуватися, у міру його проходження через все більш холодні шари коксу. У деяких практичних ситуаціях (задувка нової або відремонтованої печі, або зупинка печі на тривалий час без її видувки) піч майже повністю заповнюється тільки коксом.

У нормальній же робочій ситуації піч заповнена шарами коксу і залізорудних матеріалів, які чергуються один за одним.

Важливо відзначити, що газопроникність шарів коксу набагато вище, ніж шарів залізорудних матеріалів. Це обумовлено тим, що шматки коксу більші, ніж шматки агломерату й окатишів, і тим, що порізність коксового шару набагато вище, ніж порізність шару агломерату. Наприклад, середній розмір шматків коксу в доменній печі становить зазвичай 45–55 мм, у той час як середній розмір шматків агломерату становить 18–25 мм, а окатишів – 10–12 мм. Отже, саме шари залізорудних матеріалів визначають у цілому газопроникність стовпа шихти і розподіл газу по перерізу, у той час як шари коксу виконують функцію газових розподільників.

По мірі просування фурменого газу із заплечиків вгору і в міру його охолодження при цьому високотемпературне (вище 1400 °С) тепло газу передається шарам коксу і залізорудних матеріалів, нагріває залізорудні матеріали до температури плавлення і витрачається на розплавлення

шлаку і науглецьованого металу. У діапазоні температур від 1100 до 1400 °С шматки залізорудних матеріалів розм'якшуються, злипаються разом і, нарешті, розплавляються. У зоні когезії із залізорудних матеріалів у реакціях прямого відновлення видаляється кисень, що залишився, з якого утворюється додатковий моноксид вуглецю. Оскільки реакція прямого відновлення йде з великими витратами тепла, ефективність роботи доменної печі сильно залежить від кількості кисню, що видалений із залізорудних матеріалів, до досягнення температури 1100 °С.

Таким чином теплота передається від газу до залізорудних матеріалів, які розм'якшуються і плавляться (при температурі вище 1100 °С); із залізорудних матеріалів у реакціях прямого відновлення видаляється залишковий кисень, утворюючи додатковий CO; при подальшому русі газу вгору, він продовжує охолоджуватися, віддаючи тепло шихті та забираючи кисень від оксидів заліза залізорудних матеріалів із утворенням CO_2 і H_2O . Чим більше кисню забирається газом від шихти, тим вища ефективність роботи печі.

При температурі 1100 °С у доменній печі теплота передається від газу до шихти, а моноксид вуглецю (CO) і водень газу відновлюють залізо із оксидів залізорудних матеріалів у реакціях непрямого відновлення з утворенням CO_2 , і H_2O . У цих реакціях, на відміну від реакції прямого відновлення, додаткових об'ємів газу не утворюється.

У верхніх шарах шихти при її нагріванні газом у печі відбувається випаровування вологи коксу і залізорудних матеріалів. Таким способом волога з шихти видаляється в міру її опускання в шахті й до того, як відбуваються будь-які хімічні реакції. При подальшому опусканні і нагріванні шихтових матеріалів (приблизно до 500 °С) починається видалення кисню із залізорудних матеріалів при їх відновленні газом.

Відновлення оксидів заліза відбувається поступово. На першому етапі відновлюється гематит (Fe_2O_3) до магнетиту (Fe_3O_4). Реакція йде з виділенням тепла, що сприяє нагріванню шихти. У процесі відновлення відбувається перебудова кристалічної ґратки оксиду зі зміною розмірів, що створює механічні

напруження в кристалічній структурі залізорудного матеріалу, які призводять до руйнування його шматків і до утворення дріб'язку в стовпі шихти. Цей процес називається низькотемпературним руйнуванням. У міру подальшого опускання шихти триває її нагрівання до температури початку розм'якшення залізорудних матеріалів, що призводить до утворення зони когезії, де ці матеріали розм'якшуються, злипаються і, нарешті, плавляться, перетворюючись у шлак і чавун. Розплавлений чавун і шлак збираються в горні.

Ефективність доменного процесу визначається кількістю кисню, відібраного від шихти газом. У зв'язку з цим, велике значення має контакт між газом і шихтою, який залежить виключно від газопроникності шарів залізорудних матеріалів і їх розподілу по перерізу. Кількість відновного газу, який проходить через стовп шихти, також має бути збалансованим із кількістю кисню, що віднімається від оксидів заліза шихтових матеріалів.

Досвід показує, що багато проблем у роботі доменної печі виникають через низьку газопроникності шарів залізорудних матеріалів. У зв'язку з цим, газопроникність шарів залізорудних матеріалів має принципове значення, а визначається вона в основному, кількістю дріб'язків (фракція менше 5 мм) у шарі. Велика частина дріб'язків приходить із агломератом, якщо він є в шихті, або із залізною рудою.

Проблема з дріб'язком у доменній печі полягає в тому, що він має тенденцію концентруватися кільцями в середині печі. При завантаженні шихтових матеріалів у піч їх дрібні фракції зосереджуються в місці падіння потоку матеріалів на поверхню засипки. Дріб'язок утворюється також у доменній печі в результаті руйнування шматків залізорудних матеріалів у процесі їх низькотемпературного відновлення газом. Отже, дуже важливо в технологічному плані добре відсівати фракцію 0–5 мм від шихтових матеріалів перед завантаженням їх в піч. Також важливо контролювати і забезпечувати високу гарячу міцність шихтових матеріалів, щоб запобігти утворенню великої кількості дріб'язків у печі в процесі низькотемпературного відновлення шихти у верхній частині шахти.

1.4. Горн доменної печі

Горн доменної печі залежно від товщини кладки його стін по висоті та зовнішньої конфігурації кожуха поділяють на конічний і циліндричний. У першому випадку товщина футеровки фурменої зони і металоприймача на рівні підосви чавунної льотки значно відрізняється, наприклад, на печі об'ємом 2002 м³ в межах від 690 до 1265 мм. Кожух при цьому конусоподібний для збільшення товщини кладки в області чавунної льотки. Підвищена товщина футеровки послаблює вплив периферійних холодильників, тобто, термічне руйнування поду і стінок металоприймача на цьому горизонті відбувається інтенсивніше. У зв'язку з цим при наявності підподового і периферійного охолодження, а також у разі вуглецевої кладки металоприймача краще виявляється горн із однаковою по висоті товщиною кладки (не більше 920 мм) і циліндричним контуром кожуха, що зменшує поперечні розміри поду. При цьому в плані печі можна наблизити до неї залізничні колії для прибирання чавуну і шлаку.

Горн виконують із шамотної доменної цегли або високоглиноземистого бетону повністю або в комбінації з вуглецевими вогнетривами в області металоприймача до фурменої зони. Вуглецеві блоки, як і при спорудженні поду, укладають відповідно до маркування, що зроблені заводом-виробником при контрольній збірці.

Фурмені отвори, чавунні й шлакові льотки викладають шамотною цеглою, так як вуглецеві блоки в цих зонах можуть піддаватися не тільки механічному, але й хімічному руйнуванню в результаті окислення кисневого дуття, діоксидом вуглецю і водяними парами.

Кладку ведуть концентричними кільцями, які не пов'язаними між собою, але із перев'язкою радіальних швів і точним коригуванням по центру горна, який не повинен відхилятися від осі печі більш ніж на 50 мм. Товщину швів кладки при шамотній цеглі допускають не більше 0,5 мм в радіальних і вертикальних швах та 5 мм в кільцевих. При укладанні з вуглецевих блоків

товщина швів становить не більше 2,5 мм. Внутрішню поверхню вуглецевих блоків після закінчення кладки захищають від окислення до задування печі запобіжним шаром із відбракованої вогнетривкої цегли товщиною 230–345 мм.

Обладнання горну доменної печі складається із фурмених приладів для подачі дуття і різних реагентів, що вдуваються в піч разом із повітрям, чавунних і шлакових льоток для випуску продуктів плавки.

Чавунні і шлакові льотки на печах об'ємом 1000 м³ і вище споруджують з двома або більше чавунними льотками. Так, на печах 3000, 3200, 5000 і 5500 м³ число льоток збільшили до трьох-чотирьох. Відстань між льотками по окружності горну становить 30–50°.

Число шлакових льоток у міру збільшення числа чавунних скорочується. Зі збільшенням випусків чавуну до 18–20 на добу та зменшенням кількості шлаку до 300–350 кг/т чавуну шлакові льотки втрачають своє значення. На печах об'ємом 3000–5000 м³ передбачено по одній шлаковій льотці, що має резервне значення. Практично відпрацювання верхнього шлаку не проводять і пристрій шлакових льоток стає необов'язковим.

Фурмений пристрій складається з порожнистої литої мідної або штампованої із листової міді повітряної фурми з товщиною стінок до 8 і 5–6 мм у торцевій частині; порожнистого мідного (іноді бронзового) литого фурменого холодильника, так названої повітряної амбразури, і чавунної амбразури із залитою в неї спіральною охолоджуючою трубкою – фурменого холодильника, так званого часто діжкою.

Всі ці деталі послідовно вставляють одну в другу при наявності всередині них конічних заточок, які забезпечують герметичність, і встановлюють точно на свої місця – фурмений холодильник в кладку печі, повітряну амбразуру і фурму з виступом – у робочий простір печі на 250–350 мм.

Охолодження здійснюють водою, що підводиться безпосередньо до торцевої частини фурми й амбразури трубками діаметром 1¹/₄". Для найбільш інтенсивного охолодження максимального схильних до зносу і прогару торцевих, які повернуті

до горну, сторін деталей водовідвідні трубки вводять у тіло фурми та амбразури з таким розрахунком, щоб відстань від внутрішньої поверхні торця до трубки була приблизно 150–250 мм. Витрата води на кожну фурму становить 15–20 м³/год, нагрів у середньому становить не вище 15 °С, а швидкість руху води в фурмі 0,05–0,20 м/с.

Крім того, до фурменого приладу відносяться: сопло, яке передає дуття з рухомого фурменого коліна в фурму; рухливе коліно із патрубком і вічком для спостереження за роботою фурми та приливами для з'єднання із нерухомим коліном; нерухоме кільце; фурменний рукав, що з'єднується через штуцер фурменого приладу з кільцевим повітропроводом (коліно має хомут із сергами і закріплюючими їх клинами), і натяжний болт із пружиною (рис. 1.6, див. с. 25).

З'єднання фурма – сопло, сопло – рухливе коліно і рухоме коліно – нерухоме коліно здійснюють шліфованими кульовими заточками для забезпечення герметичності при змінах взаємного розташування деталей фурменого приладу з кільцевою трубою від можливих переміщень, які пов'язані з термічними напруженнями.

При підвищеному тиску газу на колошнику та збагаченні кисневого дуття, при високому його нагріванні нещільності зчленування фурменого пристрою категорично неприпустимі, оскільки ведуть до горіння деталей та можуть послужити причиною аварій.

Найбільш стійкими є фурми, які виконані зі сплаву міді наступного складу, %: 97,8 Cu; 1,5 Sn; 0,70 Fe. Імпульсом для прогару фурм служать утворення тріщин у верхній їх частині та плівкове кипіння охолоджуючої води в результаті безпосереднього контакту із розплавленим металом. З останньої причини виходять із ладу до 70 % фурм. Решта виходять із ладу через тріщиноутворення.

Фурми, що застосовуються для роботи на комбінованому дутті, повинні володіти підвищеною стійкістю. Прикладом такої конструкції є фурма комбінату «Запоріжсталь». Головною її особливістю є масивний мідний носок товщиною 90 мм, який

призначений для гасіння теплових зосереджених впливів рідких мас чавуну. Верхня половина носка наплавлена сормайтотом для захисту від стирання його коксом, який циркулює в фурмені зоні. Нижня половина носка має скіс під кутом 17°, що оберігає низ фурми від попадання на неї рідких продуктів плавки. Нахил осі дуттєвого каналу щодо осі фурми становить 2–3°. Носова частина

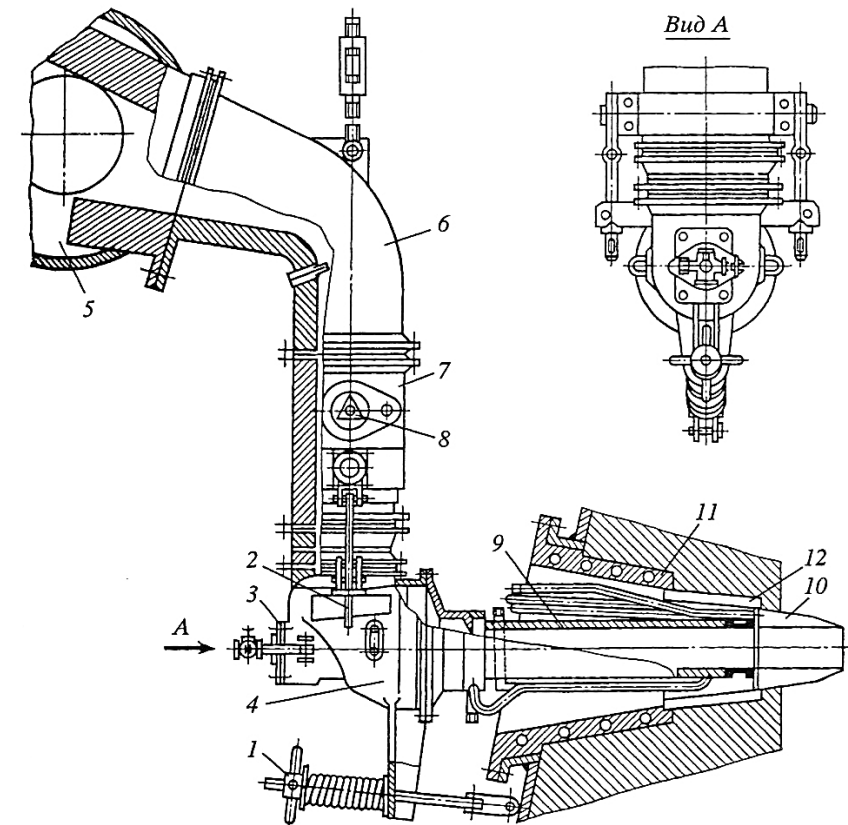


Рисунок 1.6 – Фурменний прилад:

- 1 – натяжний болт; 2 – серга з клином; 3 – фланець фурменого коліна;
4 – рухливе коліно; 5 – кільцевий повітропровід; 6 – фурменний рукав;
7 – нерухоме коліно; 8 – дросельний пристрій; 9 – сопло; 10 – фурма;
11 – фурменний холодильник; 12 – фурмена амбразура

фурми відокремлена від загальної порожнини сталевую кільцевою перегородкою, що має внизу проріз, через яку вода з торцевої частини переходить у загальну порожнину після змивання носка. Швидкість води в носовій частині становить 4–5 м/с, у загальній порожнині 0,4–0,3 м/с. Носова порожнина фурми має змінний переріз для прискорення витікання води, що попереджає утворення бульбашок пари і плівкового кипіння.

Питання для самоконтролю

1. У чому полягає основне технологічне завдання доменного процесу?
2. Опишіть чотириступеневу технологічну структуру виробництва чавуну і сталі.
3. Наведіть основні конструктивні елементи та геометричну форму доменної печі.
4. Який корисний об'єм мають сучасні доменні печі?
5. З яких основних матеріалів складається стовп шихти доменної печі?
6. Як у доменну піч подається гаряче повітря, а також природний газ і пиловугільне паливо?
7. Як відбувається процес відновлення заліза в доменній печі?
8. Опишіть особливості конструкції горну доменної печі та його призначення.
9. З яких конструктивних елементів складається фурмений пристрій і для чого він призначений?
10. Як відбувається накопичення чавуну в доменній печі та його випуск із неї?

ЗАЛІЗОРУДНА ЧАСТИНА ШИХТИ (АГЛОМЕРАТ, ОКАТИШІ, КУСКОВА РУДА)

У металургії шихтою називають вихідну сировину, яка використовується при отриманні металу. До складу шихти доменної печі входить залізна руда, кокс і вапняк (флюс).

2.1. Видобуток і подрібнення залізної руди

Залізні руди – це природні мінеральні утворення, що містять залізо та його сполуки в такому обсязі, коли промислове видобування заліза доцільно.

Світові достовірні та ймовірні запаси залізних руд оцінюються за вмістом заліза більш ніж в 150 млрд т. Запаси в перерахунку на вміст заліза: Росія – 18 %; Бразилія – 18 %; Австралія – 14 %; Україна – 11 %; Китай – 9 %; Індія – 5 %; США – 3 %; інші – 22 %.

Найбільш багаті поклади високоякісної залізної руди розташовуються в Бразилії, Австралії та Канаді. Їх загальна частка в світових запасах руд оцінюється більш ніж у 40 %.

Найбільшими в світі експортерами залізорудної сировини є Бразилія і Австралія. Товарна залізорудна руда фактично включає, крім кускової руди, також залізорудний концентрат, окатиші та інші види продукції, що відвантажуються із залізорудних підприємств, а іноді навіть агломерат.

У хімічній і металургійній практиці прийнято вважати, що залізо має ступінь окислення (валентності) +3 і +2.

Ступеню окислення заліза +3 відповідає оксид Fe_2O_3 . Чистий оксид Fe_2O_3 має яскраво червоне забарвлення і містить 70 % заліза. Оксид Fe_2O_3 є основою залізної руди під назвою гематит або червоний залізняк. Гематит – широко поширений мінерал, один із найголовніших промислових залізних руд у світі.

Ступеню окислення +2 відповідає оксид FeO . Оксид FeO у чистому вигляді в природі не існує. Оксид FeO містить 77 % заліза і входить до складу залізної руди під назвою

магнетит, який містить 72 % заліза. Хімічна формула магнетиту Fe_3O_4 представляє собою суму $\text{FeO} + \text{Fe}_2\text{O}_3$, тобто частина заліза в магнетиті має ступінь окислення +2, а інша частина +3. Магнетит Fe_3O_4 за рахунок присутності оксиду заліза +2 пофарбований у чорний колір.



Рисунок 2.1 – Залізна руда типу гематит (а) і магнетит (б)

У залізних рудах завжди є деяка кількість домішок, тобто елементів, що містяться в руді в силу різних геологічних умов її утворення. Ці домішки можуть бути як корисними, так і шкідливими. Корисними домішками залізних руд називають елементи: Mn, Cr, Ni, V, W, Mo та інші елементи. Корисність їх визначається головним чином впливом на якість одержуваної сталі.

Шкідливими домішками залізних руд являються елементи: S, P, Al, Zn і Pb, а також кварцит (SiO_2).

На сьогодні всі залізрудні родовища діляться за ступенем вмісту заліза на багаті (більше 56–57 % вмісту заліза в загальній рудній масі) і бідні (не менше 26 %). Залізна руда видобувається переважно кар'єрним способом. На кар'єрі, де на невеликій глибині залягає пласт залізрудних порід, проводиться виїмка верхніх шарів ґрунту. Після того, як верхній шар прибраний, руду за допомогою спецтехніки вибирають і вивозять із кар'єру на переробні підприємства.

Видобуток руди в кар'єрі ведеться буропідричним способом. Буріння свердловин проводиться спеціальними буровими верстатами. В кар'єрах прийнята система розробки із застосуванням як залізничного, так і автомобільного

транспорту (рис. 2.2). Висота уступу становить 15 м. Відбита гірська маса завантажується в думпкери екскаваторами і доставляється на дробильні комплекси (рудний і скельовий).

Видобуток багатих і якісних руд здійснюється також шахтним способом, що дозволяє проникати на глибину 650–700 м і більше. Проходка гірничих виробок проводиться із застосуванням самохідних прохідницьких комплексів, а також ручними перфораторами.



Рисунок 2.2 – Видобуток залізної руди

Для отримання багатой залізрудної сировини в світовій практиці розроблені ефективні промислові способи дроблення і збагачення залізних руд. Прийнято вважати, що для багатьох руд оптимальний вміст заліза в концентратах для доменної плавки знаходиться в межах 64–67 % і більше.

Залежно від характеристики видобуваної руди застосовують такі методи її підготовки:

- дроблення і подрібнення;
- сортування (грохочення і класифікація);
- збагачення (підвищення вмісту корисного компонента);

- усереднення;
- огрудкування.

Важливим резервом підвищення продуктивності доменних печей і зниження витрати палива є збільшення вмісту заліза в шихті. Так збільшення вмісту заліза на 1 % дозволяє знизити витрату коксу приблизно на 2,0–2,5 % і відповідно підвищити продуктивність доменної печі.

При дробленні корисних копалин здійснюється розкриття мінералів у результаті руйнування зростків корисних мінералів з порожньою породою і утворення механічної суміші частинок і шматків різного мінерального складу. Чим повніше розкриті мінерали при дробленні, тим успішніше подальше збагачення залізистих кварцитів. Подрібнений продукт направляється в цех сухої магнітної сепарації (СМС), де відбувається рудорозбирання з отриманням рудного продукту і щебню. Застосування СМС дозволяє отримати приріст за показником заліза магнітного в пром-продукті близько 2–4 %.

За характером процесів руйнування промислових матеріалів розрізняють роздавлювання, розколювання, злом, удар і стирання. Зазвичай у машинах для дроблення і подрібнення одночасно відбувається кілька процесів руйнування матеріалів. При підготовці до плавки залізної руди, флюсів, палива, а також агломерату застосовують такі основні машини: щокові, конусні, валкові і молоткові дробарки, кульові і стрижневі млини та ін. Дроблення здійснюється в кілька етапів від руйнування великих шматків до дрібних частинок. Всі дробильні машини випускаються декількох типорозмірів, це обумовлено розмірами матеріалів, які надходять, їх фізичними властивостями, необхідною продуктивністю та ін.

Щокові дробарки працюють в основному за принципом роздавлювання, а також злomu і стирання шматків таких матеріалів як руда, вапняк та ін. При зближенні рухомої і нерухомої щоки відбувається дроблення, при розсуванні – опускання матеріалу. Перевагою щокових дробарок є надійність і низькі експлуатаційні витрати, недоліками – низька продуктивність, сильна вібрація, шум та ін.

Конусні дробарки працюють за принципом роздавлювання та злomu шматків таких матеріалів як руда, вугілля та ін. Існують дробарки з крутим робочим конусом (для великого дроблення) і з пологим робочим конусом (для дрібного дроблення). Найбільшого поширення набули дробарки із незбіжними осями приводного валу і робочого конусу, так звані ексцентрикними. Матеріал, що подається зверху в завантажувальну щілину, потрапляє між обертовим конусом і нерухомим конічним корпусом, які утворюють ексцентричну кільцеву щілину змінного перерізу. Конусні дробарки в порівнянні зі щоковими більш складні по конструкції та дорогі в експлуатації. Продуктивність таких дробарок висока, вони не вимагають живильників, мають високий ступінь дроблення і однорідну по крупності кінцеву фракцію.

Молоткові дробарки працюють за принципом ударного руйнування м'яких і середньої твердості матеріалів таких як руда, вапняк, вугілля, шамот та ін. Випускають дробарки з бічним і центральним завантаженням матеріалу. Між дисками на осях шарнірно в шаховому порядку підвішені молотки.

Одновалкові зубчасті дробарки працюють за принципом розколювання і роздавлювання м'яких матеріалів, наприклад, гарячого агломерату. В корпусі дробарки розташований ротор, що представляє собою набір зірочок на валу. Зуб'я зірочок розташовані між колосниками колосникових ґрат таким чином, що між ними утворюється необхідний зазор. Продукт потрапляє на зуб'я зірочок і потім в простір між ними і колосникових ґрат, де відбувається остаточне дроблення.

Дво- і чотиривалкові дробарки працюють за принципом роздавлювання і частково стирання м'яких матеріалів. Матеріал, який подається зверху на обертові валки, захоплюється ними і роздавлюється. Основним недоліком валкових дробарок є швидкий знос робочих валків і необхідність їх періодичного переточування.

Кульовий млин (рис. 2.3, див. с. 32) працює за принципом подрібнення шматків матеріалу між собою і кулями (стрижнями), які переміщуються всередині обертового барабану. Барабан млина всередині футерований плитами. Завантаження

і розвантаження барабана здійснюється через порожнисті опорні цапфи.

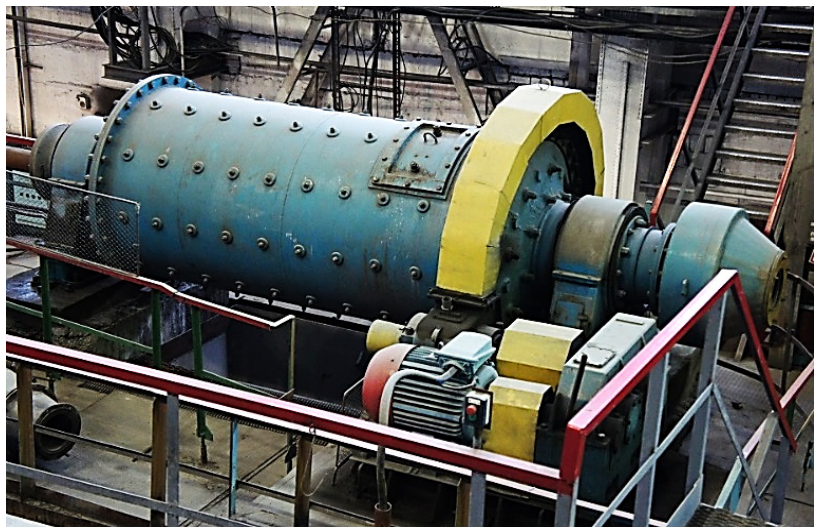


Рисунок 2.3 – Кульовий млин

Первинна переробка руди (збагачення) здійснюється з метою збільшення вмісту в ній заліза і зниження кількості шкідливих домішок. Застосування такого додаткового технологічного процесу дозволяє досягти наступних результатів: підвищити в матеріалі вміст заліза і зменшити кількість одержуваного в доменній печі шлаку, а також знизити витрати коксу. В результаті збагачення отримують подрібнений концентрат із вмістом заліза 64–68,5 %.

У промислових масштабах збагачення руди здійснюється декількома способами, які дозволяють отримувати концентрат залізної руди різної якості.

Найбільш поширений на вітчизняних підприємствах метод електромагнітного збагачення, принцип дії якого заснований на різній магнітній проникності різних речовин, що входять до складу руди. Цим методом досягається вміст заліза в концентраті на рівні 67,5–68,4 %.

На практиці поділяють два способи магнітного збагачення – мокрий та сухий. У першому для переробки використовується пульпа, яка подається в спеціальні ванни із вбудованими електромагнітними барабанами. При сухому збагаченні подрібнена руда надходить у магнітні сепаратори різних конструкцій. При сухому магнітному збагаченні руду завантажують на барабани магнітних сепараторів. Використовують магнітні сепаратори двох типів: стрічкові й барабанні. При мокрому методі – пульпа подається під спеціальні барабани з електромагнітом, який витягує з пульпи феромагнітні мінерали.

2.2. Виробництво агломерату

Агломерація – це процес гарячого окускування дрібних по фракції руд, концентратів і колошникового пилу шляхом їх спікання в результаті спалювання палива в шарі матеріалу, що спікається. Продукт спікання (агломерат) являє собою кусковий пористий продукт чорного кольору.

Основні компоненти агломераційної шихти, %:

• концентрат крупністю ≤ 8 мм	40–50
• аглоруда кускова	10–15
• повернення (дрібний агломерат) крупністю ≤ 10 мм	15–20
• вапняк крупністю ≤ 3 мм	15–20
• паливо (відсів) кокс крупністю ≤ 3 мм	4–6
• волога	6–9

Агломераційна фабрика складається з наступних основних відділень: відділення приймальних бункерів, складу шихтових матеріалів, корпусу дроблення вапняку, корпусу подрібнення палива, змішувального відділення, корпусу, що спікає, агломераційної машини (рис. 2.4, див. с. 34) відділення охолодження і сортування агломерату.

Процес спікання полягає в наступному: на колосникові решітки конвеєрної стрічки завантажують так зване «ліжко» висотою 30–35 мм, що складається з обороту крупністю

10–25 мм і аглоруди. Потім завантажують шихту (висота 250–350 мм). А під колосниковими решітками створюють розрідження на рівні 7–10 кПа, у результаті чого з поверхні в шихтовий шар засмоктується повітря. Для того щоб процес почався, спеціальним запальним пристроєм нагрівають верхній шар шихти до температури 1200...1300 °С і паливо запалюється. Надалі горіння підтримується в результаті проникнення атмосферного повітря, а зона горіння товщиною 20–25 мм поступово просувається зверху вниз.

На сучасних аглофабриках залежно від газопроникності шихти вертикальна швидкість спікання коливається в межах 20–30 мм/хв.

Схема розвитку агломераційного процесу представлена на рис. 2.5 (див. с. 35): а) початок процесу; б) проміжна стадія; в) кінцева стадія; А – агломерат; Ш – шихта.

Готовий агломерат зсипається зі стрічки вниз при обгинанні стрічкою холостої зірочки. Він потрапляє у валкову дробарку

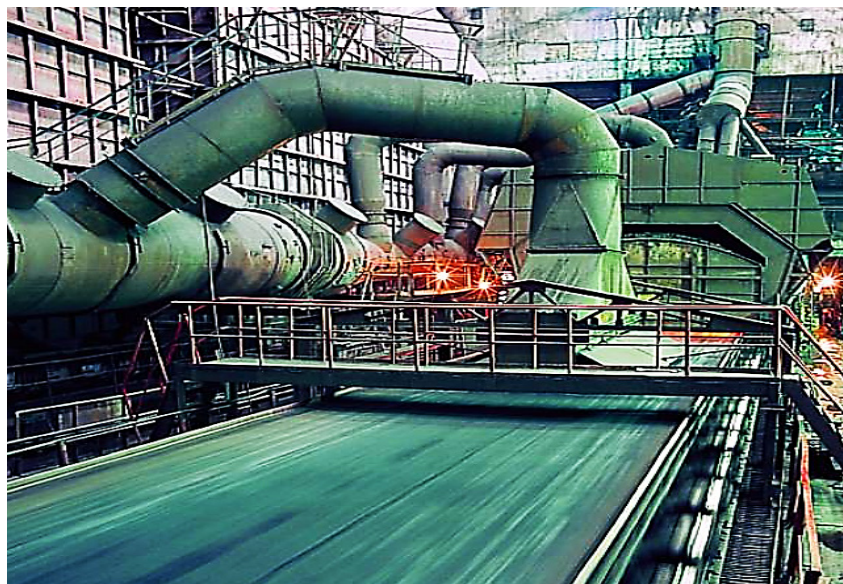


Рисунок 2.4 – Загальний вигляд агломераційної машини

гарячого дроблення, а потім на грохоти, де відсівають гарячий зворот. Далі агломерат потрапляє на охолоджувач (стрічковий конвеєр). Вихід придатного агломерату (фракції крупністю більше 5 мм) з шихти зазвичай не перевищує 70–80 %.

У процесі спікання агломерату відбувається багато хімічних реакцій, у результаті яких велика частина неміцних оксидів Fe_2O_3 перетворюється в Fe_3O_4 , а частина оксидів Fe_3O_4 відновлюється до FeO . Вміст FeO в агломераті зазвичай знаходиться в межах 8–17 %.

При агломерації видаляється також сірка і частково (до 20 %) миш'як.

Найбільшого поширення в доменному виробництві отримав офлюсований агломерат, що представляє собою комплексний окискуваний залізорудний матеріал, який містить підвищену кількість основних оксидів (CaO , MgO) у вигляді хімічних сполук, що утворюються в процесі спікання агломераційної шихти з добавкою флюсів – вапняку і доломіту.

На різних металургійних заводах агломерат має наступний склад: $\text{Fe}_{\text{зар}}=47\text{--}58\%$; $\text{FeO}=9\text{--}17\%$; $\text{Mn}=0,2\text{--}0,6\%$; $\text{SiO}_2=8\text{--}13\%$; $\text{CaO}=8\text{--}17\%$; $\text{MgO}=1\text{--}3\%$; $\text{S}=0,03\text{--}0,1\%$.

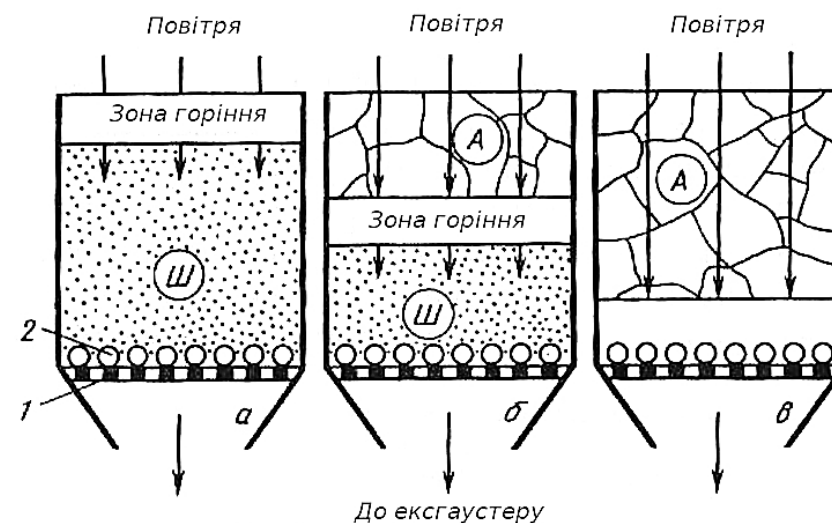


Рисунок 2.5 – Схема процесу спікання агломерату

Основні переваги офлюсованого агломерату:

- виключення з доменної плавки ендотермічної реакції розкладання карбонатів, що вимагають додаткового тепла і витрати коксу;
- покращення відновної здатності газів у самій доменній печі внаслідок розведення їх двоокисом вуглецю, який одержаний при розкладанні карбонатів;
- покращення відновності агломерату, так як вапно витісняє оксиди заліза із важко відновлених оксидів заліза;
- покращення процесу шлакоутворення, так як в офлюсованому агломераті оксиди щільно контактують один із одним.

Агломерат піддається подрібненню в дробарці і розсіву на грохоті. Фракція менше 10 мм повертається в бункера. Агломерат крупністю більше 5–10 мм вважається придатним для доменної плавки. Його крупність повинна становити для малих і середніх печей 5–40 мм, а для надпотужних печей 15–40 мм.

Середня температура агломерату, що спікається, становить 500...600 °С, а в нижній частині 1200 °С. Використання гарячого агломерату в доменній плавці не активізує процеси відновлення; разом з тим він негативно впливає на стійкість обладнання системи шихтоподачі до доменних печей і погіршує умови роботи в доменному цеху. Тому агломерат охолоджують в охолоджувачі, який встановлюється за грохотом гарячого агломерату або частково охолоджують його на хвостовій частині агломераційної стрічки продувкою зверху вниз (або знизу вгору) холодним повітрям через шар матеріалу. Агломерат з грохоту в охолоджувач подається живильником охолодженого агломерату, а на грохоті виділяється дріб'язок. Готовий агломерат доставляють у доменний цех в агловозах (спеціальних металевих залізничних вагонах) або стрічковими конвеєрами.

2.3. Виробництво залізорудних окатишів

Як правило, гірничо-збагачувальні підприємства знаходяться на значній відстані від металургійних центрів. Возити вологий концентрат на металургійні заводи для подальшої його агломерації не вигідно через витрати, які пов'язані з перевезенням води, і важко через змерзання концентрату в зимовий час. Виробництво агломерату безпосередньо на гірничо-збагачувальних комбінатах недоцільне через його недостатню механічну міцність і схильність до руйнувань.

У цьому плані велику функціональну ефективність мають залізорудні окатиші. Вони являють собою міцні кулясті гранули діаметром 7–28 мм, призначені для переробки в доменній печі.

У порівнянні з агломератом окатиші характеризуються більш високою відновністю, механічною міцністю, високим вмістом заліза. Технологія виробництва окатишів відрізняється більш низькими паливо-енергетичними витратами (0,5–1,75 МДж/т).

Окатиші – це єдиний вид залізорудної сировини, які легко переносять тривале транспортування до споживачів і перевантаження. З цих причин висока частка окатишів в експорті залізорудної сировини в багатьох країнах світу. Частка окатишів у шихті доменних печей європейських країн перевищує 50 %, а в країнах Північної Америки наближається до 90–100 %.

При виробництві окатишів (рис. 2.6, див. с. 38) значно менше екологічне навантаження на навколишнє середовище і, відповідно, менше відходів та викидів шкідливих речовин у водне і повітряне середовища.

Шихта для виробництва окатишів, наприклад, основністю $\text{CaO} : \text{SiO}_2 = 0,6$ складається з наступних компонентів: тонкоподрібнений концентрат крупністю менше 0,044–0,074 мм – 93 %; тонкоподрібнений в кульовому млині флюс (вапняк, доломіт, вапно) крупністю менше 0,044 мм – 6,3 %; подрібнена бентонітова глина крупністю менше 0,074 мм – 0,7 %.

Компоненти шихти із накопичувальних бункерів дозуються по масі на так званий збірний конвеєр, потім змішуються в барабані й після зволоження

до оптимальної вологості (~9 %) піддаються огрудкуванню в тарілчатому (дисковому) грануляторі (рис. 2.7).

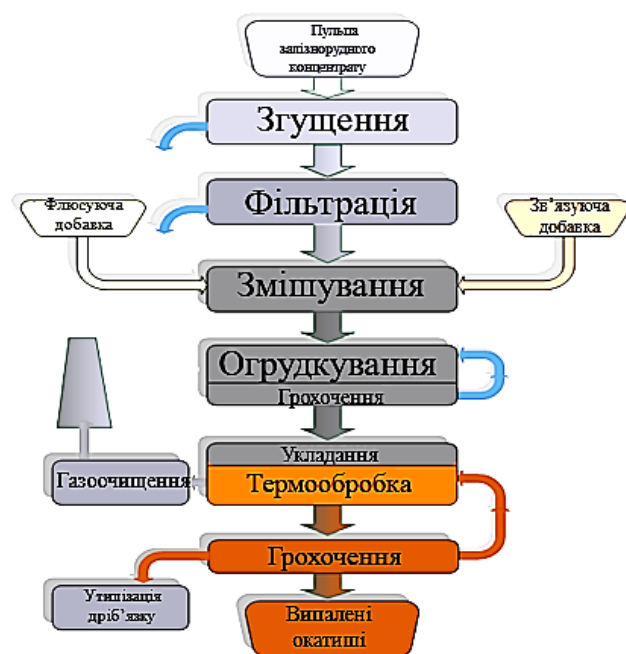


Рисунок 2.6 – Технологічна схема виробництва залізрудних окатишів

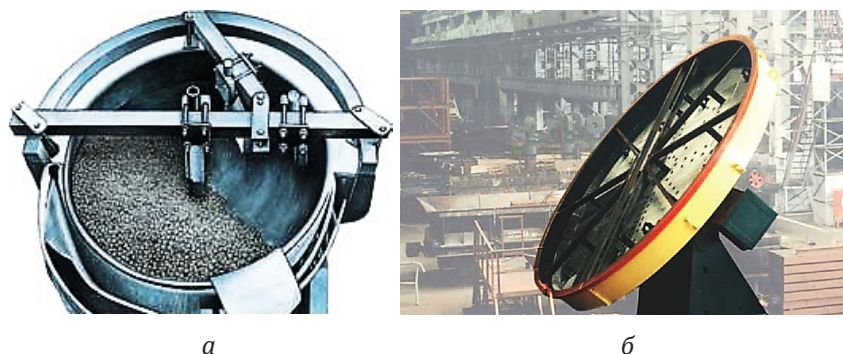


Рисунок 2.7 – Тарілчатий (а) і дисковий (б) гранулятор

Утворені сирі окатиші діаметром 10–15 мм завантажуються для зміцнюючого випалу на конвеєрну машину (рис. 2.8), подібну агломераційній, що складається із окремих випалювальних візків, які виготовлені з жароміцних металів. Протягом приблизно 15–25 хв окатиші проходять три основні стадії теплової обробки в зонах: 1 – сушіння; 2 – випалу і 3 – охолодження окатишів перед їх відвантаженням споживачеві.

Загалом процес формування гранул зі зволоженого залізрудного концентрату являє собою сукупність різних явищ змочування, капілярного насичення, осмосу, набухання, поверхневого диспергування та ін.

Процес виробництва окатишів складається з двох основних стадій: отримання сирих (мокрих) окатишів із тонкоподрібнених рудних концентратів (менше 0,07 мм), зміцнення окатишів при підсушуванні (300...600 °С) і випалюванні (1200...1300 °С). Для окатишів важливо не тільки навантаження, при якому відбувається їх руйнування, але й крупність одержуваних шматків. Зокрема в доменну піч небажано завантажувати окатиші діаметром менше 3–5 мм. Прийнято вважати, що оптимальним діаметром окатишів є 10–14 мм (рис. 2.9, див. с. 40).

Обпалені окатиші повинні зберігати свою міцність від моменту сходу з випалювальної машини до завантаження в доменну піч. Для окатишів важливо не тільки навантаження,

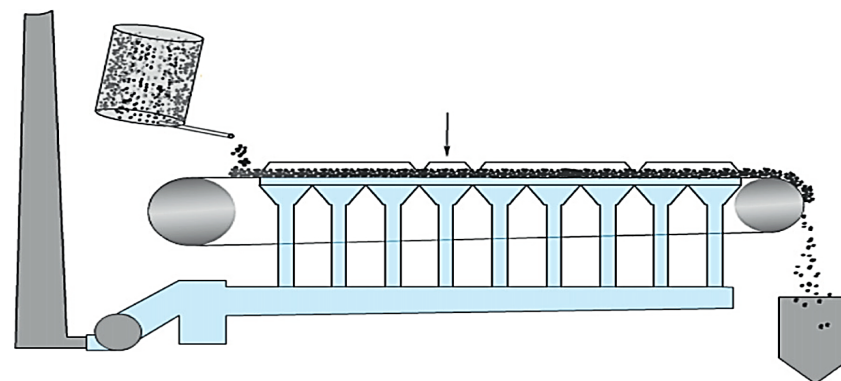


Рисунок 2.8 – Конвеєрна машина для випалу окатишів

при якій відбувається їх руйнування, але й крупність одержуваних шматків.



Рисунок 2.9 – Зовнішній вигляд окатишів

Окатиші різних заводів містять: $\text{Fe}_{\text{зг}}=58-68\%$; $\text{Mn}=0,2-0,5\%$; $\text{SiO}_2=3,3-12\%$; $\text{CaO}=0,1-4,8\%$; $\text{Al}_2\text{O}_3=0,2-1,1\%$; $\text{MgO}=0,2-1,3\%$; $\text{S}=0,001-0,08\%$. Чіткої межі між офлюсованими і неофлюсованими окатишами немає. Умовно можна вважати офлюсованими окатиші з модулем основності $\text{CaO} / \text{SiO}_2$ більше 0,5.

На міцнісні властивості матеріалів впливає ряд технологічних факторів. З них основним є температура випалу, яка в значній мірі інтенсифікує процес спікання, що сприятливо впливає на властивості розплаву, що утворюються при випалюванні. Температурна залежність міцності має екстремальний характер. При перевищенні температурного оптимуму (не однакового для різних окатишів) спостерігається деяке зниження міцності.

Для підвищення міцності окатишів на практиці знижують вміст SiO_2 в концентратах до 3–5,5 %, а частина сирого вапняку замінюють свіжим вапном, що дозволяє зменшити частку бентоніту в шихті та підвищити в ній вміст заліза. Замість звичайного вапняку використовують доломіт або природний олівін $(\text{Mg}, \text{Fe})_2\text{SiO}_4$, що виключає небажане спікання окатишів у грона.

Вміст порожньої породи в шихті не опускають нижче 3,5–4 %, а висока міцність окатишів забезпечується при достатній

кількості зв'язки, що гарантує твердо- і рідкофазне спікання частинок концентрату.

Головні способи та умови отримання міцних обпалених окатишів полягають у такому:

- проведення всіх процесів теплової обробки окатишів на випалювальній машині в строго регламентованих, оптимальних умовах, що передбачають, зокрема, двостадійну сушку окатишів гарячим газом з температурою не вище 400...500 °С, протягом відносно довгих 7–10 хв і більше, щоб не відбулося розтріскування або шокове руйнування окатишів;

- підігрів окатишів до температури не вище 1000...1100 °С, що з урахуванням виділення тепла при окисненні магнетитового концентрату і можливого розігріву маси окатишів до 1200 °С, має забезпечити безслідне видалення залишків вологи і сприяти твердофазному спіканню частинок окатишів, які отримують основний розвиток у зоні випалу;

- проведення зміцнюючого випалу окатишів протягом мінімум 5–10 хв при оптимальній температурі (1250...1300 °С) із обмеженими її коливаннями (25...30 °С), що забезпечує оптимальне поєднання твердо- і рідкофазного спікання речовини окатишів і достатню їх потенційну міцність;

- двостадійне охолодження маси окатишів зі швидкістю не вище 100...120 °С у хвилину протягом приблизно 15–20 хв (залежно від висоти шару окатишів), що забезпечує глибоке окислення магнетиту, а також збереження цілісності та міцності окатишів.

Отже, виробництво окатишів є відносно новим технологічним процесом, поява якого зобов'язана зростанню видобутку бідних руд та їх збагачення, у результаті якого виробляється дуже тонкодисперсний продукт – залізорудний концентрат. Більшість фабрик огрудкування, що виробляють окатиші з концентрату, які розташовані поблизу гірничо-збагачувальних комбінатів, займаються видобутком і збагаченням залізної руди. Загалом залізорудні окатиші є другими за обсягами виробництва і споживання підготовленою залізорудною сировиною в світі, вони дуже привабливі за економічними та екологічними показниками (табл. 2.1, див. с. 42).

Таблиця 2.1 – Виробництво залізорудної продукції на ГЗК ТОВ Метінвест Холдинг у 2016 р. (млн т)

	Найменування продукту	ЦГЗК	ПівнГЗК	ІнГЗК	ПівдГЗК
1	Концентрат (65,5 %)	—	2,0	4,6	9,1
2	Концентрат (67,5 %)	0,4	—	—	1,8
3	Концентрат (68,2 %)	1,5	—	5,9	—
4	Окатиші (63,0 %)	—	6,4	—	—
5	Окатиш BF (65,0 %)	2,4	2,8	—	—
6	Агломерат	—	—	—	1,7
	Всього	4,3	11,2	10,5	12,6

2.4. Кускова руда

Кускова залізна руда – це багата за вмістом заліза гірська порода. Руда надходить на заводи безпосередньо із рудника або шахти. Добута багата руда ділиться на доменну (кускову) і агломерацийну (дрібну) руду. Великі поклади багатой залізної руди є в Австралії (Хемерслі, Маунт Ньюмен), Південній Америці (Караджас, Роуб Ривер) і Південній Африці (Сишен). У менших кількостях багата руда видобувається в ряді інших країн.

Кускова залізна руда помітно дешевше ніж окатиші, тому її застосування передбачається на багатьох заводах і в значних кількостях. Низька вартість кускової руди обумовлена її менш високими металургійними властивостями. У порівнянні з окатишами руда утворює більше дрібної фракції при транспортуванні та перевантаженнях, має менш гарячу міцність, а також більш низьку температуру плавлення.

При високій вологості рудний дріб'язок має тенденцію налипати на великі шматки руди, а потім залишається на них при грохоченні і потрапляє в доменну піч.

Доменна кускова руда повинна мати певну крупність (наприклад, 8–30 мм), а її якість, як правило, оцінюється за тими ж характеристиками, що й агломерат. Однак для високопродуктивних доменних печей, що працюють із вдуванням великих кількостей ПВП, кускова залізна руда є менш кращим компонентом

шихти в порівнянні з агломератом і окатишами. Кускова руда – це природний матеріал, і її властивості можуть значно варіювати. Проте, наприклад, доменна піч заводу Siderar в Аргентині працює з високою продуктивністю при вмісті в шихті до 40 % бразильської кускової руди.

Питання для самоконтролю

1. Який ступінь валентності має залізна руда?
2. Що таке гематит і магнетит? Опишіть.
3. Які основні залізні руди видобуваються в Україні?
4. Перерахуйте основні методи підготовки залізних руд.
5. Як здійснюють дроблення і подрібнення залізних руд?
6. Як здійснюється електромагнітне збагачення руди на вітчизняних підприємствах?
7. Що таке процес агломерації залізної руди та його призначення?
8. Опишіть основні відділення аглофабрики та їх функції.
9. Опишіть технологічний процес виробництва залізорудних окатишів.
10. Які основні фактори впливають на міцність окатишів?
11. При якій температурі здійснюють випал окатишів?

КОКС ДОМЕННИЙ

Кокс являє собою твердий пористий продукт темно-сірого кольору, який одержуваний шляхом коксування (гарячої обробки) кам'яного вугілля за температури 950...1100 °С без доступу повітря. Це штучне тверде паливо, яке приготовлене з кам'яного вугілля, що спікається.

3.1. Призначення, хімічний склад і властивості коксу

Основна маса коксу використовується в якості палива в доменних печах для виплавки чавуну. Поряд із цим кокс використовується при агломерації (спікання) залізрудного концентрату, а також у якості палива для переплавлення чавуну у вагранках.

У процесі коксування при нагріванні вугілля без доступу повітря відбувається ряд складних явищ, які можна звести до трьох груп:

- 1) розкладання вугілля (піроліз) з виділенням летких парів і газів;
- 2) тимчасове розм'якшення і плавлення твердої фази, що залишилася, та подальше її затвердіння;
- 3) вторинні реакції в готовій фазі, які призводять до утворення ароматичних сполук, смоли і газу.

Хімічний склад коксу визначається технічним аналізом (вологість, зольність, сірчистість, вихід летких речовин), а також поелементним аналізом (вміст вуглецю, водню, кисню, азоту та ін.).

Волога в коксі знижує температуру його згоряння внаслідок зменшення горючих компонентів, а також через збільшення витрати теплоти на її випаровування. Зазвичай вологість товарного коксу розміром шматків більше 25 мм становить 2–5 %.

Зола коксу (зольність) – прожарена суміш, яка міститься в коксі мінеральних речовин. Мінеральні речовини, що містяться в коксі, знижують теплоту його згоряння, внаслідок зменшення горючих компонентів, а також збільшення витрати

теплоти на нагрів і плавлення мінеральної частини. Хімічний склад золи коксу залежить від складу мінеральних домішок у вихідній шихті. Основними компонентами золи є оксиди: SiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3 , CaO , MgO , SO_3 і P_2O_5 . Зольність великого металургійного коксу залежно від умов його виробництва і сировинної бази становить 9–12 %.

Сірчистість коксу має велике значення для якості коксу. Вміст сірки завжди є негативною якістю коксу, так як він пов'язаний із підвищенням витрат по виплавці чавуну і погіршенням якості останнього. Кокс із донецького вугілля відрізняється підвищеною сірчистістю, що досягає 1,8–2 % (із ковального же вугілля кокс має вміст сірки 0,5–0,6 %).

Вихід летких речовин характеризує ступінь «готовності» коксу, тобто ступінь завершення реакцій, що протікають при термообробці вугілля. У великому доменному коксі вихід летких речовин зазвичай становить 0,7–1,2 %.

Склад промислового коксу, що віднесений до горючої маси, коливається в наступних межах: вуглець – 96–98 %; азот – 0,5–2,0 %, водень – 0,5–1,0 % і кисень – 0,2–1,5 %. Відмінності в складі вихідної сировини для коксування позначаються на елементному складі високотемпературного коксу лише у вмісті азоту. Решта складових залежить від режимів процесу коксування.

До фізичних властивостей коксу відносяться такі властивості, які не залежать від величини, форми і текстури його шматків: мікроструктура, істинна та уявна щільності, пористість, електропровідність, структурна міцність, на роздавлювання, а також теплові властивості (теплоємність, теплота згоряння, теплопровідність).

Молекулярна будова коксу визначається кінцевою температурою процесу, а основна термостійка частина речовини представлена циклічним полімеризованим вуглецем, який утворює структурно впорядковані елементарні одиниці.

Істинна щільність коксу підвищується зі збільшенням кінцевої температури коксування. При кінцевій температурі коксування 1100 °С значення істинної щільності може становити 2,0 г/см³.

Уявна щільність являє собою масу одиниці об'єму кускового коксу. Для звичайних виробничих коксів уявна щільність лежить у межах 0,8–0,9 г/см³.

Загальна пористість доменного коксу, що отриманий при звичайних умовах коксування, коливається в межах 45–55 %.

Питомий електроопір або його зворотну величину (питома електропровідність) часто використовують у практичній роботі при оцінці якості коксу і характеристиці температурного режиму коксування.

Опір коксу роздавлюючим зусиллям (опору стиснення) визначають при випробуванні шматків коксу без зовнішніх тріщин на відповідних апаратах. Більшість марок коксу показує опір стиснення в межах 9,8–19,6 Мн/м² (100–200 кг/см²).

Теплота згоряння коксу завжди нижча теплоти згоряння вихідного вугілля через велику зольності коксу. Найнижча теплота згоряння становить 28 050–31 400 кДж/кг.

До фізико-механічних властивостей коксу відносяться крупність шматків, рівномірність гранулометричного складу і міцність у відношенні до подрібнених і стираючих зусиль, тобто властивості, які пов'язані із величиною і формою шматків коксу.

Найважливішою механічною властивістю коксу є його механічна міцність. Найбільшого поширення в промисловості отримали два методи випробувань механічної міцності коксу: барабанна проба і проба скиданням. У першому випадку певна кількість коксу обертається в спеціальному барабані. Якість коксу визначається кількістю великих шматків, які залишилися (в Україні вище 25 мм). При пробі скиданням певну кількість коксу скидається в заздалегідь прийнятому порядку із відомої висоти. Якість коксу визначається кількістю шматків вище 40 мм. Досвід роботи великих доменних печей в останні роки показав, що обидва ці способи оцінки механічних властивостей коксу недостатні для міркування про його придатність для доменної плавки.

Показник механічної міцності коксу – це умовна величина міцності коксу, яка визначається при механічній обробці коксу в обертовому барабані з подальшим визначенням його

ситового складу (барабанна проба). Показники механічної міцності коксу визначається за ДСТУ 2206-93 (M_{25} і M_{10}) або за ГОСТ 8929-75 (M_{40} і M_{10}).

Випробування на міцність здійснюють у закритому барабані (барабан МІСІМ) діаметром і довжиною 1 м. У нього завантажують 50 кг коксу класом більше 60 мм. Всередині барабану приварені чотири кутових профілі 100×50×10 мм. Полиці довжиною 100 мм спрямовані до центру барабану. Барабан з коксом робить 100 оборотів із частотою 0,4 оборотів за секунду. Потім кокс розсіюють. Міцність коксу характеризується двома показниками: величиною виходу коксу класом більше 40 мм і менше 10 мм, вираженою у відсотках. Ці показники умовно позначають M_{40} і M_{10} .

Достатній опір коксу подрібнюючим зусиллям за показником M_{25} і M_{40} дає можливість більшій частині коксу досягти без руйнування зони фурм, при цьому збільшується ступінь процесів непрямого відновлення, що сприяє підвищенню продуктивності доменної печі і зменшенню витрати коксу. Так, згідно з нормативами, при підвищенні показника M_{25} на 1 % витрати коксу знижуються на 0,6 %.

Таблиця 3.1 – Основні властивості доменного коксу

Параметр	Одиниця виміру	Значення
Пористість	%	49–53
Істинна щільність	г/см ³	1,80–1,95
Уявна щільність	г/см ³	≈1
Насипна маса	кг/м ³	400–500
Зольність	%	9–12
Вихід летких речовин	%	1
Вологість при гасінні водою	%	2–4
Вологість при гасінні інертним газом	%	не більше 0,5
Границя міцності при стиску	МПа	15–25
Границя міцності при зрізі (стійкість до стирання)	МПа	6–12
Теплота згорання	МДж/кг	29–30

3.2. Доменний кокс: основна сировина і підготовка до коксування

Основною сировиною для виробництва коксу є вугілля. Коксівність вугілля визначається сумою всіх процесів, що протікають при їх нагріванні до високих температур (1000...1100 °C). Вони включають процеси спікання, зміцнення та усадку матеріалу напівкоксу і коксу, а також утворення тріщин та інші явища.

Вугілля, як сировина для коксування, повинно володіти певним комплексом властивостей, кожен з яких залежить від вимог, що пред'являються до конкретно виробленого коксу або від загальних завдань, які стоять перед коксохімічним заводом.

Найбільш важливі властивості вугілля, що характеризують придатність їх для коксування, наступні:

Співливість – це властивість подрібненого вугілля (шихти) при нагріванні до певної температури без доступу повітря утворювати спечений твердий кусковий залишок. Співливість є надзвичайно важливою характеристикою вугілля, так як саме ця властивість забезпечує отримання в коксових печах монолітного залишку – коксу. Співливість залежить у більшій мірі від умов спікання, зокрема від швидкості підвищення температури, ступеню подрібнення, щільності шару, який спікається.

Коксівність – це властивість вугілля (шихти) утворювати при нагріванні до певної температури без доступу повітря крупнокусковий кокс необхідної міцності й при цьому забезпечувати нормальну експлуатацію коксових печей.

Сірчистість вугілля визначає сірчистість коксу. Загальна сірчистість вугілля для коксування в Україні становить 3–6 %. У кокс переходить велика частина сірки, яка міститься у вугіллі.

Першою технологічною ланкою у виробництві коксу є вуглелепідготовчий цех. Тут із вугілля різних марок (вугілля коксове, газове, жирне) через їх дроблення і змішування в потрібних пропорції отримують шихту для проведення коксування.

Завдання підготовки вугілля до коксування – поліпшити якість коксу і знизити коливання якості. Підготовка вугілля до коксування включає в себе ряд технологічних процесів:

дроблення, усереднення складу, подрібнення, збагачення, змішування, грохочення, ущільнення, дозування, сушку та ін.

Як правило, сучасний коксохімічний завод споживає 10–20 тис. т вугілля на добу. З урахуванням нерівномірності поставок добова переробка вугілля може збільшуватися в 2 рази. Вугілля надходить на завод у вагонах, які розвантажують за допомогою вагонопрокидувачів. Склади можуть бути відкритими і закритими (у вигляді залізобетонних бункерів). Крім того, що на складах створюються певні запаси вугілля, так його там ще й усереднюють. Основний спосіб усереднення вугілля на відкритому складі полягає в тому, що вугілля укладається в основний штабель тонкими горизонтальними шарами, а при підйомі зі складу його забирають вертикально поперек шарів. Обладнання, що використовується в процесі переробки кам'яного вугілля включає в себе дроблення і подрібнення кам'яного вугілля. Дробильно-розмелювальне обладнання для переробки кам'яного вугілля містить різні види дробарок і млинів. Дробарки для переробки кам'яного вугілля включають щоксову дробарку, молоткові дробарки (найбільш поширені), роторні дробарки, конусні дробарки та ін. Подрібнення є трудомісткою і дорогою операцією. Потужність електродвигунів всіх дробарок становить 60–70 % всіх потужностей цеху вуглеліпідготовки.

Видобуте вугілля має багато домішок, які знижують його якість, так як при горінні дають більш низьку температуру. Щоб позбавити вугілля від таких домішок, на спеціальних підприємствах проводиться процес збагачення (очищення). Під час цього процесу зменшується вміст мінеральних компонентів, а крім того, вугілля розділяється на сорти за розмірами зерен. Тільки після цього воно надходить у технологічний процес отримання коксу.

Першим етапом є грохочення або сортування по фракціях. Відбувається воно за допомогою віброгрохотів. Кам'яне вугілля надходить на сито із різними комірками і ділиться на групи. Існує стандартна класифікація розмірів, що включає кілька підвидів – насіннячко, горіх та ін.

Найбільш поширений варіант збагачення – це мокре збагачення. Метод заснований на відмінності щільності самого

вугілля та більш легких домішок. У водному середовищі вони відокремлюються один від одного. Відбувається це в пристроях гравітаційного збагачення – у так званих відсаджувальних машинах. Принцип їх дії полягає в подачі вугілля на сито, через яке поступово піднімається вода. Дрібні частинки провалюються вниз і вивантажуються. Забруднений матеріал транспортується у відвал (від 10 до 15 %), а товарне кам'яне вугілля забирають на відвантаження.

Також поширеними методами є збагачення у важкому середовищі – водній суспензії порошку магнетиту високої щільності або збагачення в циклоні. В останньому випадку поділ домішок і чистого вугілля відбувається за рахунок дії відцентрової сили. До мокрого збагачення відноситься і пінна флотація. Під час цього процесу вугілля, яке оброблене гідрофобним флотаційним реагентом, спливає разом із повітряними частинками. Гідроциклони, які призначені для збагачення вугілля, все більше і більше застарівають. Незважаючи на високу продуктивність і дешевизну, якість їх роботи не на вищому рівні. Якщо говорити про цифри, то якість поділу коливається від 80 до 40 % залежно від марки вугілля – від фракції, вмісту золи та ін.

Процес змішування шихти полягає в перемішуванні декількох різних за своєю якістю компонентів (вугілля і продуктів збагачення) для отримання шихти однорідної якості по товщині потоку. Змішування шихти повинно здійснюватися в змішувальній машині перед поділом на дві вугільні вежі.

Відомо кілька конструкцій змішувальних машин: тарілчаста, бичова, валкова, дискова, шнекова, дезінтеграторного типу та ін.

Вугільні вежі споруджуються із залізобетону. Вони мають вертикальні перегородки, які ділять їх на окремі секції. Основне призначення вугільних веж полягає в створенні запасу готової шихти для забезпечення безперебійної роботи коксових печей у разі раптової або планової зупинки вуглепідготовчого цеху. Вугільна вежа обслуговує зазвичай одну або дві коксові батареї. Вугільна вежа зазвичай містить запас вугільної шихти, що забезпечує 14–16-годинну потребу коксового блоку. У такий спосіб місткість вугільної вежі, яка обслуговує дві батареї печей, дозволяє

зберігати 3000 т, а чотири батареї – 6000 т вугілля. Вугільна вежа всередині розділена на кілька секцій, кожна з яких закінчується внизу двома або трьома рядами розвантажувальних люків.

Перетворення вугільної шихти в кокс є тепловим процесом, що проходить без доступу повітря. Розрізняють такі послідовно протікаючі стадії високотемпературного коксування кам'яного вугілля:

- 1) сушка вугілля при температурі до 100...120 °С;
- 2) нагрівання вугілля до 300...350 °С. Коксівне вугілля на цій стадії проходить лише фізичне прогрівання частинок без руйнування (деструкції) легкоплавких сполук – бітумів, які при розпаді виділяють леткі речовини. Так, високоякісне коксівне вугілля при нагріванні до 300 °С виділяє лише до 12–15 % всієї маси летких. Бітуми в цьому вугіллі не руйнуються аж до плавлення;
- 3) розм'якшення і плавлення вугілля при 350...500 °С. Першими плавляться легкоплавкі бітуми. В утвореному первинному розплаві розчиняється вся інша маса вугільної шихти. Лише невелика частина вугільних частинок зберігає свою індивідуальність і не розчиняється в рідкій фазі. Інтенсивно виділяються із розплаву леткі речовини, це різко змінює його хімічний склад і збільшує в'язкість. Пори, що утворилися в коксі – це бульбашки і трубки, по яких рухалися леткі речовини в масі розплаву; стінки їх тверднуть і зберігаються потім в готовому продукті;
- 4) при 500...600 °С розплав твердне у вигляді першого, ще слабкого в механічному відношенні продукту – напівкоксу, що містить зазвичай ще близько 50 мас. % всіх летких речовин вихідної вугільної шихти;

5) при температурах 600...1100 °С здійснюється багатогдинне прожарювання коксу, що дозволяє майже повністю видалити із нього леткі речовини, провести часткову графітизацію речовини коксу, тобто перетворення аморфного вуглецю в кристалічний гексагональний графіт. Ступінь графітизації готового коксу оцінюється, за експериментальними даними, у 15–20 %. Саме в ході перекристалізації і спікання речовини коксу при 600...1100 °С його міцність і твердість зростають у 30–40 разів.

Форма робочого простору комірки коксової печі являє собою прямокутний паралелепіпед, який злегка розширюється в бік видачі коксу. Процес коксування йде в ній від двох поздовжніх стін печі в напрямку до осі печі.

3.3. Печі для коксування

Коксохімічні заводи споруджуються, як правило, поблизу металургійних заводів і входять до їх складу або як окремі підприємства. Коксохімічна промисловість відрізняється високою концентрацією виробництва, тобто заводи є досить потужними і мають високу продуктивність.

Сучасні печі для коксування вугілля являють собою горизонтальні прямокутні камери, які викладені з вогнетривкого матеріалу. Камери печей обігріваються через бічні стіни. Печі розташовуються в ряд і об'єднуються в батареї для зменшення втрати тепла і досягнення компактності. Для полегшення виштовхування коксу із камери коксування ширину камери з боку видачі коксу роблять на 40–50 мм ширше, ніж із машинного боку. Отже, камера має вигляд конуса.

Завантаження коксових печей включає: набір шихти із вугільної вежі в завантажувальний вагон, засипку шихти в камеру коксування і вирівнювання (планування) верхнього її шару штангою коксовиштовхувача. Температурний режим батареї печей повинен забезпечувати отримання високоякісного коксу рівномірного за своїми властивостями.

У камерах коксування шихта нагрівається без доступу повітря до температури 1100...1150 °C і переходить у пластичний стан (спікається). При цьому із вугільної маси видаляються всі супутні речовини (водень, аміак, смолисті речовини, бензолні вуглеводи) і залишається практично чистий вуглець. Оптимальний час одержання готового коксу (період коксування) – 14–14,5 год. Коксові батареї з моменту пуску і весь термін експлуатації (25–35 років) знаходяться під постійним обігрівом.

Сучасні печі для коксування вугілля являють собою прямокутні камери, які викладені з вогнетривкого матеріалу. Камери печей обігріваються через бічні стіни. Печі розташовуються в ряд і об'єднуються в батареї для зменшення втрати тепла і досягнення компактності. В типову батарею печей із шириною камер 410 мм входить зазвичай 65 печей, а в батарею великої ємності з камерами шириною 450 мм входить 77 печей. Звичайні камери мають корисний об'єм 20–21,6 м³, а печі великої ємності – 30 м³. Ширина печей більше 450 мм недоцільна через погіршення якості коксу (підвищення стиратності). Для полегшення виштовхування коксу з камери коксування ширину камери з боку видачі коксу роблять на 40–50 мм ширше, ніж із машинного боку. За основні елементи батареї треба прийняти наступне: фундамент, регенератори, корнюрну зону, зону обігрівальних простінок, перекриття простінок і перекриття камер. Завантаження коксових печей включає: набір шихти з вугільної вежі в завантажувальний вагон, засипання шихти в камеру коксування і вирівнювання (планування) верхнього її шару штангою коксовиштовхувача.

У процесі завантаження в камері утворюється значна кількість газів і пилу, які виділяються разом з полум'ям в атмосферу через відкриті стояки, а часто вибиваються із завантажувальних люків. Температурний режим батареї печей повинен забезпечувати отримання коксу високої якості та рівномірного за своїми властивостями.

Перед видачею коксу піч відключається через стояк від газозбірників спочатку з машинної, а потім із коксової сторони. Двері печей із коксової сторони знімають і закривають за допомогою дверізнімальної машини.

Розпечена маса готового коксу (коковий «пиріг») вивантажується із печі в рівномірно рухомий гасильний вагон (кошик), який призначений для прийому, переміщення коксу під вежу для його гасіння, а також для передачі до рампи і вивантаження коксу на неї. Виданий із печі розпечений кокс по можливості швидко відвозять під гасильну вежу для охолодження.

На сьогодні відомо два способи гасіння коксу: мокре і сухе.

Мокре гасіння полягає в заливці розпеченого коксу водою. На сучасних коксохімічних заводах процес мокрого гасіння повністю механізований і проводиться наступним чином. Гасильний вагон із розпеченим коксом підводиться за допомогою електровоза під гасильну вежу. Вежа складається із приміщення для гасильного вагону і витяжної труби. На висоті декількох метрів від підлоги вежі, під витяжною трубою, підвішено зрошувальний пристрій, який складається з декількох рядів горизонтально розташованих труб із частими отворами. Кокс гасять (охладжують) численні струмені води, що витікають з отворів зрошувального пристрою вежі. Утворені водяні пари йдуть через витяжну трубу в атмосферу.

Сухе гасіння коксу. Розпечений кокс, що видається із коксової камери, містить велику кількість тепла. У процесі гасіння коксу за рахунок цього тепла утворюється водяна пара, яка не використовується і йде в атмосферу. Щоб використовувати це тепло, застосовується сухе гасіння коксу, яке полягає в наступному. З гасильного вагону розпечений кокс зсипається в спеціальну цегляну камеру, яка ізольована від проникнення в неї повітря. Через цю камеру за допомогою вентиляторів продувають нейтральні гази, які складаються з вуглекислоти й азоту, в атмосфері яких не відбувається горіння. Інертні гази проходять через розпечений кокс і за рахунок його теплоти нагріваються до температури 500...700 °С, після чого проганяють по системі газоходів парового котла. Омиваючи паровий котел, гарячі гази віддають своє тепло для утворення пари, що йде на потреби заводу.

3.4. Основні продукти при коксуванні

Очищений коксовий газ називається зворотним та використовується як паливо, а також у якості сировини для синтезу аміаку. Супутній коксовому газу і шкідливою домішкою, сірководень перетворюється в елементарну сірку або сірчану кислоту, а ціаністі сполуки можна використовувати для отримання солей роданістоводневої кислоти та інших продуктів.

Аміак (вихід 0,3 % від маси шихти), частково розчиняється у водному конденсаті й утворює аміачну воду, а частково залишається в коксовому газі, відганяють із води, повертаючи в газ, після чого вловлюють із газу і використовують для отримання головним чином сульфату амонію (азотного добрива), що містить 25,8 % NH_3 . Для зв'язування аміаку також застосовують фосфорну кислоту і отримують аміачно-фосфорні добрива. Як рідке добриво застосовують і водні розчини аміаку, до яких додають солі калію та інші компоненти.

Сирий бензол являє собою суміш ароматичних вуглеводів, яка википає до 180 °С. Крім того, у сирому бензолі присутній ряд ненасичених сполук неароматичного характеру (наприклад, циклопентадієн). З коксового газу вуглеводні видобувають промиванням в скруберах рідким поглинальним маслом. Вуглеводні, що википають вище 145 °С, випускаються під загальною назвою «сольвенти» (розчинники). Із них отримують також індивідуальні сполуки, які використовують при синтезі барвників та інших речовин. Із ненасичених сполук, що містяться в сирому бензолі, отримують кумаронові смоли, які використовують для виробництва лаків і фарб, лінолеуму, а також у гумовій промисловості.

Кам'яновугільна смола – це сировина для отримання нафталіну та інших індивідуальних ароматичних сполук, масел спеціального призначення (поглинальне, шпалопросочувальне та ін.) і пеку, з якого виробляють, зокрема, електродний пековий кокс.

Важливими продуктами є також піридинові основи і феноли. Найбільш легкокипляча частина піридинових основ вловлюється із аміаком, а фенолів – з сирим бензолом. Високикипаючі фракції основ і фенолів переходять у смолу. Піридинові основи складаються в основному з піридину і його гомологів; їх загальний вихід 70–80 г на 1 т шихти. Після виділення і розгону вони широко використовуються для синтезу органічних сполук, зокрема у фармацевтичній промисловості. Вихід фенолів складає близько 700 г на 1 т шихти. Після вилучення лугом і поділу на індивідуальні сполуки або групи ізомерів їх використовують для отримання фенолоформальдегідних смол та інших

полімерів, на їх основі синтезують барвники, лікарські та парфумерні препарати, пестициди і т. ін. (табл. 3.2).

Таблиця 3.2 – Матеріальний баланс коксування (у %)
одного з видів вугілля

Кокс сухий	78,0
Смола	3,5
Бензол	1,0
Аміак	0,3
Коксовий газ сухий	16,0
Пірогенетична волога	1,2

3.5. Футеровка коксовых печей

Загальну схему коксохімічного виробництва наведено на рис. 3.1 (див. с. 57).

Кладку коксових батарей зазвичай ділять на 5 укрупнених конструктивних зон: регенератори, корнюрна зона, обігрівальні простінки, перекриття обігрівальних простінків, перекриття печі. Футеровка коксової печі представлена на рис. 3.2 (див. с. 57).

Для кладки коксових печей застосовують в основному динасові вироби. До динасових виробів, які призначені для кладки коксових печей, пред'являються високі вимоги по точності розмірів.

Динасові вироби виготовляються з кремнеземистих порід, головним чином кварцитів (не менше 97 % кремнезему і менше 1 % Al_2O_3), з добавкою 2–2,5 % вапна. Сиру породу подрібнюють і змішують з вапняним молоком, вироби формують на пресах, сушать і обпалюють при 1400...1460 °С.

Перевагами динасу є відсутність усадки аж до температури, що відповідає його вогнетривкості, а також висока термостійкість у межах від 600 до 1700 °С. Недоліком динасу при експлуатації є його чутливість до змін температури нижче 600 °С, що призводить до руйнування футеровки.

В елементах коксових печей використовуються також шамотні вогнетриви (верхні ряди печей, перекриття камери, люки, стіни регенераторів та ін.).

Приблизна маса вогнетривів, яка необхідна для кладки коксової печі продуктивністю 1 млн т коксу в рік становить

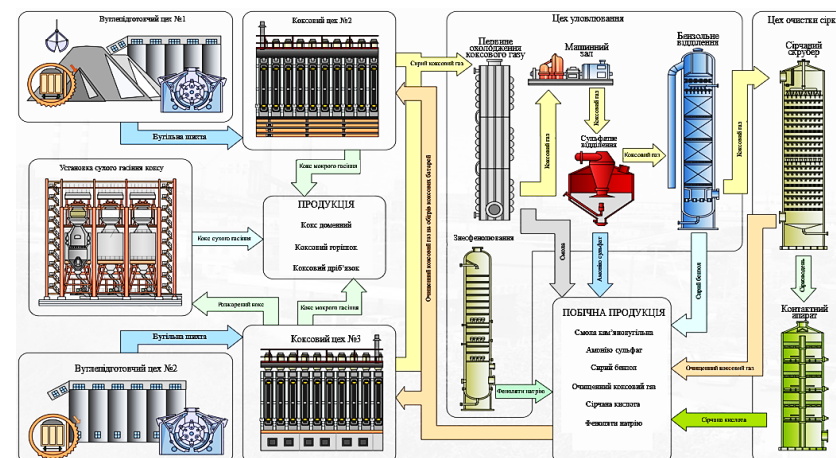


Рисунок 3.1 – Схема коксохімічного виробництва

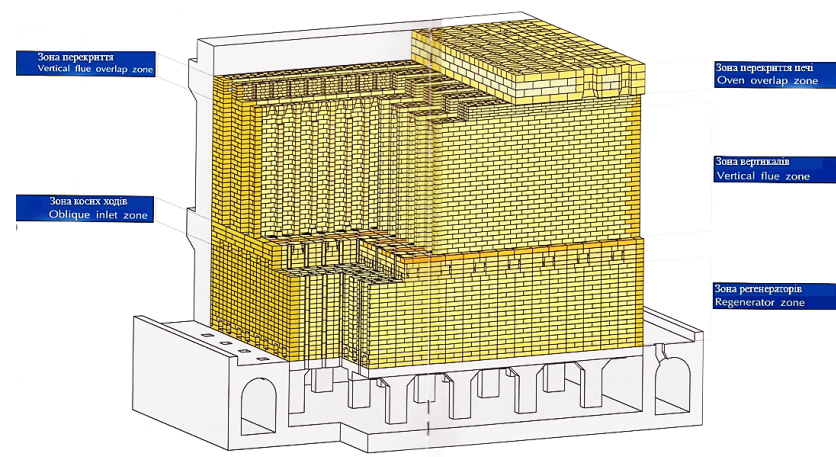


Рисунок 3.2 – Футеровка коксової печі

28 тис. т при середній вартості вогнетривів 700–750 \$/т. Загалом витрата вогнетривів становить 1,1–1,3 кг/т коксу. При цьому в футеровці печі близько 2/3 складають динасові вогнетриви, а решта – шамотні.

Середні терміни служби вогнетривів у найбільш зношуваних вузлах кладки коксових печей складають:

- для поду камер коксування у головок – 2–5 років;
- для склепіння камер коксування у головок – 2–3 роки;
- для завантажувальних люків і спостережних вічок в обігрівальних простінках – 3–6 років;
- вистилання верхньої частини печей – 2–5 років;
- стовпчиків – 2–4 роки;
- пальники для коксового газу – 2–4 роки;
- нижні реєстри (для регулювання розподілу опалювального газу і повітря) – 4–5 років;
- головки обігрівальних простінків (з'являються тріщини) – 1–1,5 роки;
- крайні склепінні цеглини – 0,5–1 рік.

Питання для самоконтролю

1. Опишіть призначення та властивості коксу.
2. Що таке зольність коксу і які вона має обмеження?
3. Яка кінцева температура коксу при термообробці?
4. Перерахуйте основні властивості доменного коксу.
5. Вкажіть найбільш важливі властивості вугілля, що характеризують придатність його для коксування.
6. Перерахуйте основні етапи підготовки коксівного вугілля.
7. Опишіть сучасні печі для коксування вугілля.
8. Якими вогнетривкими матеріалами викладені камери печей?
9. Який оптимальний час отримання готового коксу (коксування)?
10. Скільки печей входить у типову коксову батарею?
11. Що таке мокре і сухе гасіння коксу? Чим вони відрізняються?
12. Перерахуйте основні продукти, що утворюються при коксуванні.

ПЕРЕМІЩЕННЯ ШИХТИ І ГАЗІВ У ДОМЕННІЙ ПЕЧІ

У процесі ведення плавки шихта опускається в доменній печі зверху вниз. Опускання шихти контролюється за допомогою спеціальних зондів для вимірювання рівня засипи, які лежать на поверхні шихти і опускаються разом з нею в проміжках часу між завантаженнями шихтових матеріалів у піч. Швидкість опускання шихти становить 0,08–0,15 м у хвилину.

4.1. Особливості опускання і розподілу шихти в доменній печі

Найбільш важливим процесом, що відбувається в доменній печі, є опускання шихти, яке пов'язане з формуванням у її нижній частині певного вільного простору. Цей простір необхідно насамперед пов'язувати з горінням коксу, а також переходом залізорудних матеріалів у рідкі продукти і витратою коксу на науглецювання заліза.

Необхідно мати на увазі, що потік шихти, що опускається, є нерівномірним по перерізу доменної печі та максимальним у кільцевій зоні з максимальною кількістю залізорудних матеріалів.

У деяких випадках опускання шихти в доменній печі стає досить нерівномірним. На практиці добре відомі такі явища, як «тугий х» і «підвисання шихти», коли шихта погано опускається або не опускається зовсім. Найчастіше причини нерівного опускання шихти пов'язані також з конфігурацією і розташуванням зони плавлення.

Опускання шихти відбувається під дією сили її активної ваги, яка визначається, як різниця між силою фактичної ваги шихти і сумою протидіючих сил, які спрямовані знизу вгору.

Найбільш важливою протидіючою опускання шихти силою є підйомна сила висхідного газового потоку в печі. Крім протитиску газу опусканню шихти протидіють сила тертя і підйомна

сила рідких продуктів плавки. Кокс, що занурений у шлак і чавун, також чинить протидію опускання шихти внаслідок виштовхуючої сили рідини. Величина цієї сили залежить від розташування рівня продуктів плавки в горні та глибини металоприймача (від величини зумпфа).

У металургійній практиці нерівне опускання шихти часто є індикатором незадовільного управління ходом печі. Причинами нерівного опускання шихти можуть бути: занадто висока сила протитиску газів; надмірний нагрів печі і високе положення зони когезії; збільшення сили тертя внаслідок того, що розм'якшений і напіврозплавлений матеріал у зоні когезії утворює перемички та ін.

Газ, який утворився в горні, перебуває в доменній печі короткий час – від 6 до 8 с. Протягом цього часу газ охолоджується від 2000...2200 °С до 100...150 °С (досягнення температури колошникового газу до 100...150 °С можливо при використанні холодного агломерату) і одночасно забирає кисень від оксидів заліза шихти, проходячи шлях від фурм до колошника. Таким чином, швидкість газу в печі у вертикальному напрямку досягає 2,5–4,0 м/с.

Тим часом шари залізрудних матеріалів створюють у доменній печі більш високий опір проходження газів. Профіль газопроникності по перерізу печі впливає на розподіл газу в печі.

Розподіл шихти можна використовувати для управління рухом газового потоку в доменній печі. При цьому найбільший кут природного укосу мають шматки коксу (35–38°) і агломерату (29–33°). Окаатиші мають мінімальний кут природного укосу (на рівні 25–26°). Отже, при воронкоподібному профілю поверхні засипи окаатиші, що завантажуються в доменну піч, мають тенденцію скочуватися до осьової зони колошника.

При цьому дрібні фракції матеріалу, що зсипається, залишаються в зоні зіткнення потоку матеріалу з поверхнею засипи і концентруються в ній, а великі шматки скочуються по похилій поверхні засипи до центру печі. В момент падіння потоку залізрудних матеріалів на поверхню коксу великі шматки коксу виштовхуються цим потоком до центру печі.

Значний вплив на розподіл шихтового дріб'язку по перерізу печі надає тип завантажувального пристрою. Так, при безконусному завантажувальному пристрої (рис. 4.1) з лотковим розподільником шихти існує можливість розподілити дрібні фракції матеріалу по радіусу колошника, змінюючи кут нахилу лотка при завантаженні матеріалу в піч. Кокс при цьому можна завантажувати в осьову зону, запрограмувавши відповідний цикл завантаження.

При використанні звичайного двоконусного завантажувального пристрою (рис. 4.2, див. с. 62) існують досить обмежені можливості варіювати по радіусу точку зустрічі потоку завантаженої шихти з поверхнею засипи, а дріб'язок концентрується в більш вузьких кільцях.

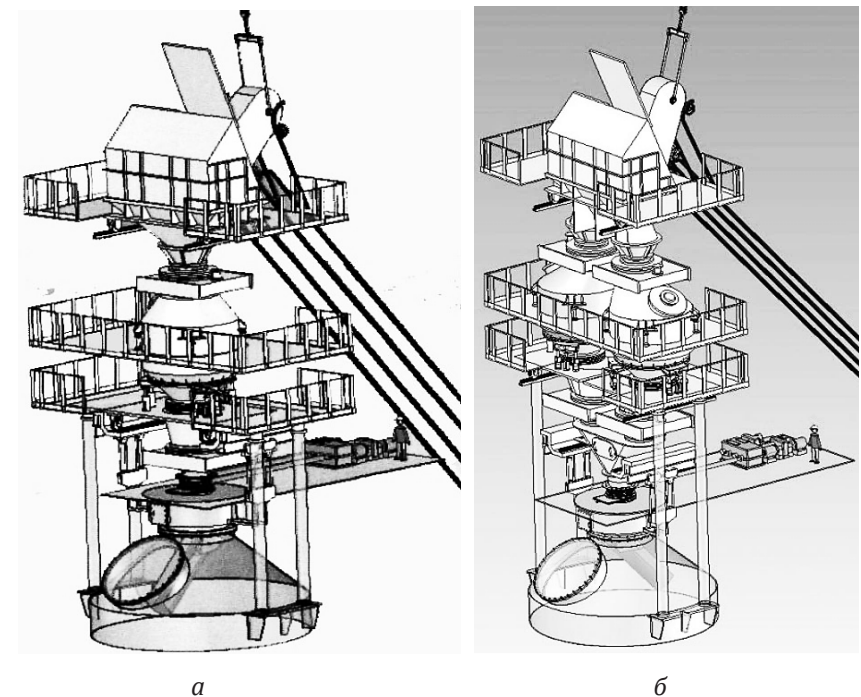


Рисунок 4.1 – Безконусний завантажувальний пристрій:
а – однократне; б – двократне

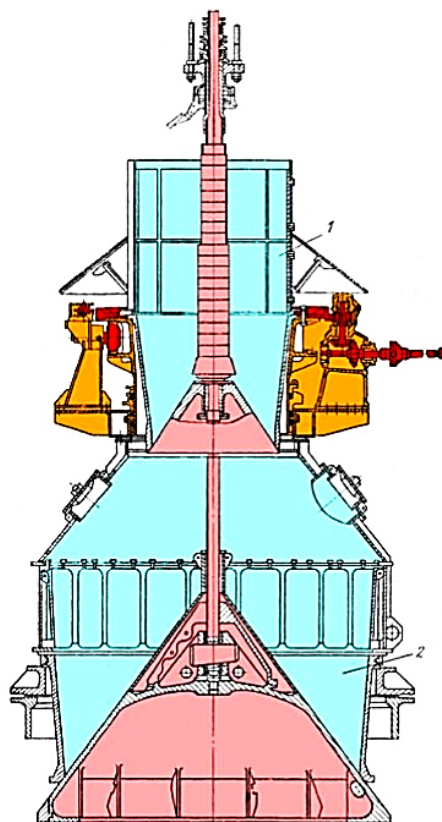


Рисунок 4.2 – Двоконусний завантажувальний пристрій:
1 – розподільувач шихти з обертним у горизонтальній площині малим конусним затвором;
2 – засипний апарат із великим конусним затвором

Сучасні доменні печі з двоконусними завантажувальними пристроями в більшості випадків додатково обладнані рухомими колошниковими плитами, які дають деякі додаткові можливості розподілу рудного навантаження і дрібних фракцій матеріалів по радіусу колошника.

4.2. Основні теплові втрати через стіни доменної печі

Теплові втрати через стіни доменної печі залежать переважно від розвитку периферійного потоку газу, що надходить із зони циркуляції. Максимальний опір для потоку газу в доменній печі мають шари залізрудних матеріалів, вихідна газопроникність яких в 4–5 разів менше, ніж газопроникність шарів коксу. В доменній печі прийнято розрізняти дві області з підвищеною газопроникністю: центральна зона печі, якщо вона завантажена переважно коксом, і пристінна периферійна зона. На периферії може бути розпушена область між шихтою, що опускається, і стіною. В центрі печі підвищена газопроникність обумовлена високою часткою коксу і наявністю відносно великих шматків залізрудних матеріалів, які потрапляють сюди із-за сегрегації матеріалів по крупності на поверхні засипи.

Ефективність роботи доменної печі визначається часткою енергії, що використана в технологічному процесі плавки. Розрізняють теплові втрати з охолоджуючою водою і через кожух печі. Колошниковий газ містить гази CO і H_2 , які не брали участі в реакціях відновлення, і концентрація котрих також характеризує ефективність роботи доменної печі.

На практиці розрізняють два основних типи розподілу газу в доменній печі: «під з центральним ходом газів» і «під з периферійним ходом газів». Є також проміжні типи розподілу.

У печі з «центральним ходом газів» основний потік газу має місце в осьовій зоні доменної печі, що містить у цьому випадку тільки кокс і великі шматки залізрудної частини шихти, які створюють підвищену газопроникність цієї зони. Зона когезії при цьому типі газорозподілу має форму перевернутої латинської літери “V”.

У печі з «периферійним ходом газів» потік газу в осьовій зоні утруднений наявністю тут розм’якшених і розплавлених залізрудних матеріалів. Газ переміщається переважно через зону з найвищою газопроникністю, тобто через периферійну пристінну зону. У цьому випадку зона когезії має форму літери “W”.

На рис. 4.3 представлені обидва типи газорозподілу, які можуть використовуватися для роботи доменної печі. При цьому управління розподілом газів по перерізу печі здійснюється шляхом раціонального розподілу шихтових матеріалів.

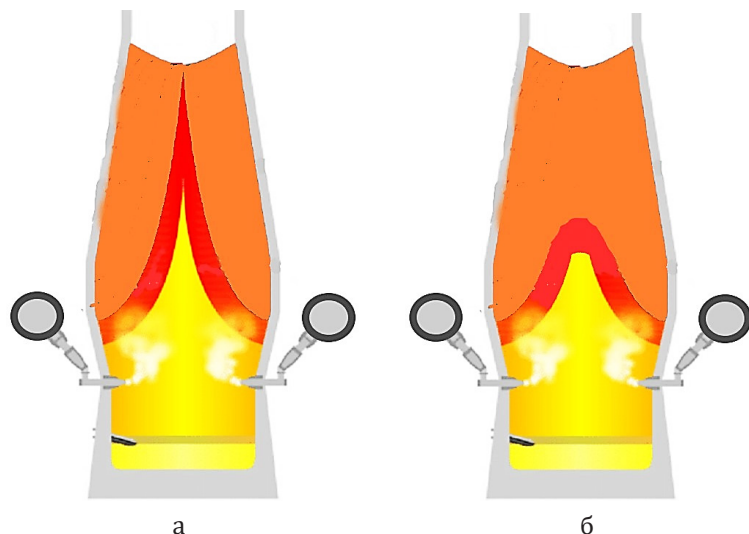


Рисунок 4.3 – Два типи зони когезії:

а – при центральному ході газів; б – при периферійному ході газів

Розподіл рудного навантаження по радіусу для доменної печі з центральним ходом характеризується тим, що в осьовій зоні печі знаходиться переважно кокс. Зона когезії при цьому має форму перевернутої літери "V" або навіть перевернутої літери "U". Центральна коксова колона («віддушина») служить не тільки регулятором газового потоку, але й є своєрідним клапаном, що забезпечує стабілізацію тиску дуття.

Можливості завантаження коксу в центральну зону печі визначаються типом завантажувального пристрою.

Необхідно зазначити, що в печі з центральним ходом газів теплові втрати низькі з-за незначного периферійного потоку газів. Особливості цього типу газорозподілу полягає в тому, що залізорудна частина шихти може не повністю розплавлятися

до підходу до рівня фурм. У критичних випадках може розвиватися сильне похолодання і прогар фурм.

Загалом піч з центральним потоком газу може давати дуже хороші стабільні результати щодо продуктивності, якості чавуну і витрати палива. Така робота забезпечує також тривалий термін служби футеровки печі вище рівня фурм. Однак хід печі при цьому дуже чутливий до коливань якості шихтових матеріалів, особливо до їх гранулометричного складу.

У доменній печі з периферійним ходом газів розм'якшені залізорудні матеріали в зоні когезії блокують осьову зону печі й потік газу направляється на периферію.

Периферійний потік газу викликає високі теплові втрати в нижній і середній частині шахти, де між шихтою і стінкою печі може утворитися простір з підвищеною порозністю. Зона когезії в печі набуває форму літери "W" або навіть форму диска. При цьому «коріння» зони когезії розташовані істотно вище рівня фурм, що забезпечує стійкість процесу і можливість ефективного управління ним. Необхідно звернути увагу, що внаслідок високих теплових втрат, знос вогнетривів у шахті доменної печі набагато вище, ніж на печі з центральним ходом. Газ, що проходить уздовж стіни, може швидко охолоджуватися і втрачати при цьому відновну здатність.

Шари залізорудних матеріалів, у яких відбувається відновлення газом оксидів заліза, створюють приблизно 80 % опору проході газів у стовпі шихти. Газопроникність цих шарів визначається їх порозністю. Вона сильно залежить від співвідношення в ньому великих і дрібних частинок. На практиці газопроникність шарів залізорудних матеріалів визначається за змістом в них дріб'язків (відсоток частинок менше 5 мм).

Загалом при опусканні шихти є певна тенденція концентрації дріб'язку. Крім того, агломерат і крупнокускова руда можуть руйнуватися на першій стадії відновлення. Це ефект проявляється сильніше при повільному нагріванні матеріалу. Тому, чим повільніше нагрівається матеріал, тим більше утворюється дріб'язку при його відновленні.

Таким чином, газопроникність залізорудної частини шихти визначається кількістю дріб'язку в ній, яка залежить від

ефективності відсіву на шихтоподачі; руйнування матеріалу під час транспортування і завантаження в піч; методу розподілу шихти на колошнику та руйнування матеріалу при низькотемпературному відновленні.

4.3. Управління розподілом потоків газу

Сучасний промисловий досвід показує, що периферійний і центральний потік газу в доменних печах тісно взаємопов'язані. Управління газорозподілом газу при цьому базується на підтримці оптимального балансу між центральним і периферійним потоками газу.

Особливості управління газорозподілом полягають у тому, що на потік газу впливають багато змін в компонентах шихти, зміни технологічних параметрів процесу і специфічні особливості застосовуваного завантажувального пристрою. Особливо великий вплив надає зміна частки дрібних фракцій поблизу стін печі та утворення дріб'язку при низькотемпературному відновленні залізородних матеріалів.

Найбільш важливими параметрами для контролю фізичного газорозподілу є:

- опускання шихти за показаннями зондів і загальний перепад тиску;
- втрати тепла з охолоджуючою водою холодильників і температура периферійних газів;
- розподіл температури і складу газу по радіусу на рівні засипу шихти.

Управління газорозподілом і оптимальний розподіл шихти підбирається індивідуально для кожної доменної печі. При цьому можна виділити такі аспекти:

- розподіл потоку газу по радіусу доменної печі визначається, головним чином, розподілом по радіусу рудного навантаження;
- осьова зона доменної печі повинна мати хорошу газопроникистість і не містити залізородних матеріалів або містити мінімальну кількість крупнокускових залізородних матеріалів;

– об'ємний відсоток коксу на периферії не повинен бути занадто низьким і необхідно уникати безперервного вертикального шару залізородних матеріалів по висоті печі;

– необхідно уникати високої концентрації дріб'язку поруч зі стінками доменної печі;

– центральний потік газу управляється кількістю залізородних матеріалів, що досягає центру, яка у великій мірі залежить від товщини їх шару на колошнику і від кількості крупнокускового коксу.

На практиці невеликі зміни в товщині шару рудних матеріалів можуть сильно впливати на центральний газовий потік в доменній печі. Цей вплив на печах з конусними завантажувальними пристроями зазвичай сильніший, ніж на печах, які обладнані безконусним завантажувальним пристроєм. У якості регулюючого параметра для двоконусного завантажувального пристрою рекомендується використовувати товщину шару руди: менший шар руди створює більший центральний газовий потік і навпаки.

Зміни характеру розподілу шихти повинні базуватися на аналізі причин зміни потоків газу. На розподіл потоку газу в печі можуть впливати також технологічні та організаційні проблеми, як вимушене опускання рівня засипи або порушення графіків випусків. У такій ситуації коригування в розподілі шихти не принесуть задовільних результатів. Теплові втрати через стіни дуже сильно реагують на опускання рівня шихти. Тому аналізувати причини підвищення теплових навантажень потрібно спільно з іншими технологічними даними. Схема розплавлення шихти в доменній печі наведена на рис. 4.4 (див. с. 68).

Іноді опускання шихти стає нерівним, тобто шихта підвисає і навіть обривається. Піч підвисає тому, що активна вага шихти стає занадто малою. Це може бути викликано високою силою тертя. Зауважимо, що кускові матеріали при цьому легко опускаються. Отже, сила тертя збільшується в зоні когезії, де утворюються перемички між шматками залізородних матеріалів, що плавляться. Під час підвисання печі процес плавки триває: кокс горить, залізородні матеріали плавляться.

Коли об'єм вільного простору стає занадто великим, відбувається осадка шихти. Шарова структура стовпу шихти при

цьому повністю порушується, а проходження потоку газу через нову структуру шихти в печі утруднюється. Це знову призводить до утворення в печі зон, де шихта недостатньо відновилася і довго залишається в розм'якшеному стані.

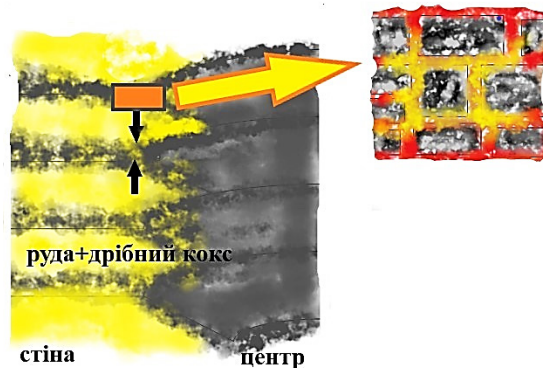


Рисунок 4.4 – Розподіл шихти з відсутністю в центрі печі рудних матеріалів і розсіпання рудних матеріалів у шар коксу

Загалом, чим вище сталисть вхідних параметрів доменного процесу, тим менше потреба в його оперативних коригуваннях. Процес плавки повинен контролюватися безперервно, і він може вимагати коригування кожен день або навіть кожну зміну.

Загалом склад шихти і витрата коксу коригуються для отримання потрібного хімічного складу чавуну і шлаку. Для шлаку особливо важлива його величина основності із-за її впливу на вміст сірки в чавуні. Для отримання необхідного хімічного складу чавуну і шлаку потрібно також контролювати тепловий стан печі. Впливати на тепловий стан печі можна коригуючи витрати коксу або витрати палива, яке вдувається через фурми.

Газорозподіл у доменній печі може відслідковуватися за допомогою загального складу колошникового газу, складу газу по радіусу печі, за величиною теплових втрат з охолоджуючою водою на холодильниках і по температурі периферійних газів.

У стабільні періоди роботи печі проведені вимірювання дозволяють відстежувати проходження шарів коксу і залізорудних матеріалів повз штуцерів для відбору тиску.

Тим часом основні теплові втрати дуже чутливі до характеру опускання шихти. Нерівне опускання шихти призводить до утворення пустот біля стін печі і до високих теплових втрат. Отже, якщо в доменній печі спостерігаються високий рівень теплових втрат, то, перш ніж коригувати розподіл шихтових матеріалів, необхідно детально вивчити загальну ситуацію в печі. Наприклад, якщо доменна піч працює з максимально високою продуктивністю, то це негативно впливає на опускання шихти із-за високого перепаду тиску. В цьому випадку для зменшення втрат тепла потрібно знизити інтенсивність плавки, а не коригувати розподіл шихти.

Питання для самоконтролю

1. За рахунок яких процесів відбувається опускання шихти в доменній печі?
2. Яка сила найбільшою мірою протидіє опусканню шихти?
3. Від чого залежать теплові втрати через стіни доменної печі та яка роль при цьому периферійного потоку газу, що надходить із зони циркуляції?
4. Які основні втрати тепла в доменному процесі?
5. У чому основні відмінності роботи печі з центральним ходом газів і печі з периферійним ходом газів?
6. До яких позитивних ефектів у доменній печі призводить псевдозрідження коксу?
7. Який найбільший кут природного укусу мають шматки коксу, агломерату та окатишів?
8. Які основні види завантажувальних пристроїв застосовуються на практиці, і чим вони відрізняються?
9. Розгляньте основні труднощі управління газорозподілом у робочому просторі доменної печі.
10. Вкажіть найбільш важливі параметри для контролю фізичного газорозподілу.
11. Наведіть основні причини нерівного опускання печі, її підвищення і обривів.

ПРОДУКТИВНІСТЬ І ЕФЕКТИВНІСТЬ РОБОТИ ДОМЕННОЇ ПЕЧІ

Ефективність роботи сучасного доменного цеху визначається продуктивністю доменної печі, а саме: питомою (на 1 т чавуну) витратою коксу, руди і вапняку, собівартістю чавуну й продуктивністю праці. Ці показники залежать від ряду факторів, головні з яких наступні:

- хімічний склад і фізичні властивості залізної руди, агломерату і коксу, сталість цих властивостей;
- розміри, профіль і конструкція доменної печі;
- вид чавуну, що виплавляється.

При нормальній роботі доменної печі її продуктивність безпосередньо пов'язана з витратою коксу на фурмах за одиницю часу. Це обумовлено тим, що на кожну одиницю коксу в доменну піч завантажується певна кількість залізрудних матеріалів, і в міру споживання коксу в доменній печі виробляється чавун. Продуктивність доменної печі зростає зі зменшенням витрати коксу і палива, що вдувається, на одиницю чавуну, який виплавляється.

5.1. Оцінка продуктивності доменної печі

Головними техніко-економічними показниками роботи доменної печі є: продуктивність за одиницю часу і витрата коксу на тонну виплавленого чавуну. Крім того, для порівняльної оцінки ефективності роботи доменних печей різного об'єму використовують коефіцієнт використання корисного об'єму доменної печі (КВКО).

Для оцінки продуктивності за одиницю часу користуються не добовою виплавною, а середньою продуктивністю за період часу (місяць, квартал, рік), винятком є час, який витрачений на проведення капітальних ремонтів.

Питома витрата коксу (витрата коксу на тонну виплавленого чавуну) в даний час є найважливішим показником доменної

плавки. Цей показник показує рівень техніки і технології самої плавки, ступінь підготовки сировини, майстерність металургів-доменщиків та ін. За останні 50–60 років питома витрата коксу знизилася з 930 до 530 кг/т переробного чавуну. На кращих доменних печах він становить 300–350 кг/т.

Коефіцієнт використання корисного об'єму (КВКО) – відношення корисного об'єму печі V_n до середньодобової продуктивності G :

$$\text{КВКО} = V_n / G, (\text{м}^3 \cdot \text{добу}) / \text{т} (\text{м}^3 / \text{т} / \text{добу}).$$

Оскільки продуктивність доменних печей при виплавці чавунів різних видів і марок не однакова, то при розрахунку КВКО добову виплавку виражають у тоннах переробного чавуну. Для цього масу виплавленого чавуну перераховують на масу переробленого чавуну за допомогою так званих перевідних коефіцієнтів (табл. 5.1).

Таблиця 5.1 – Значення перевідних коефіцієнтів

Вид чавуну	Значення перевідного коефіцієнта
Чавун переробний: конвертерний високоякісний	1,00
	1,34
Чавун ливарний (у середньому)	1,26
Доменний феросиліцій	2,5
Доменний феромарганець	2,5
Ферофосфор	4,0

З двох доменних печей краще працює та, у якій КВКО менше. За останні 50–60 років КВКО зменшився з 1,15 до 0,55 ($\text{м}^3 \cdot \text{добу}$)/т. На кращих сучасних доменних печах досягнутий показник КВКО на рівні 0,4 ($\text{м}^3 \cdot \text{добу}$)/т.

Матеріальний баланс доменної плавки. Продуктивність найбільш великих доменних печей з корисним об'ємом 4500–5500 м^3 досягає 12000 т чавуну на добу. В табл. 5.2 (див. с. 72) наведено приблизний баланс доменної плавки, причому, витрата і прихід матеріалів дано як на 1 т чавуну, так і на добову продуктивність, яка дорівнює 12 000 т. Останнє дає

уявлення про ту масу вихідних матеріалів і отриманих продуктів, які необхідно перемістити в доменному цеху залізничним і трубопровідним транспортом.

Управління роботою доменної печі. Доменний процес є складним фізико-хімічним процесом з численними вхідними і вихідними параметрами. Управління роботою доменної печі здійснюється на основі інформаційних технологій з центральної станції управління, яка розташована на території доменного цеху й оснащена сучасною промисловою комп'ютерною технікою. Завданням управління є ведення доменного процесу, що забезпечує безаварійну роботу печі з високою продуктивністю і отриманням продуктів заданого складу, температури та якості. Це досягається рівномірним і максимально регульованим ходом газів через стовп шихтових матеріалів і їх рівномірним опусканням.

Таблиця 5.2 – Матеріальний баланс доменної плавки

Статті балансу	Витрати на 1 т чавуну, т	Витрати на добову продуктивність 12 000 т, т
Надійшло, т:		
Залізородні матеріали	1,6	19 200
Кокс	0,36	4320
Вугілля, що вдувається	0,12	1440
Гаряче дуття	1,36	16 320
Кисень	0,05	600
ВСЬОГО:	3,49	41880
Одержано продуктів, т:		
Рідкого чавуну	1,0	12 000
Рідкого шлаку	0,32	3840
Доменного газу	2,16	25920
Пилу та шламу	0,01	120
ВСЬОГО:	3,49	41880
Додатково:		
Витрачено води на охолодження	20 м ³	240 000 м ³
Видалено забрудненого повітря	3000 м ³	36×10 ⁶ м ³

Доменна піч обладнана великою кількістю датчиків, що працюють в автоматичному режимі. Інформація від них в режимі реального часу надходить на відповідні комп'ютери, які обробляють отриману інформацію. У разі відхилення будь-якого параметра від заданого інтервалу значень комп'ютер негайно сповіщає оператора і видає рекомендації щодо виправлення ситуації.

Основними контрольованими і регульованими параметрами роботи доменної печі є: склад, якість та кількість шихтових матеріалів, їх розподіл на колошнику; температура і витрата заміників коксу (природний газ, мелене вугілля, мазут); температура і розподіл газу на колошнику, в районі стін і в центрі доменної печі; розподіл тиску по висоті та перерізу печі; тепловий стан печі: температура кожуха, горна і поду, температура і витрата охолоджуючої води; параметри чавуну та шлаку на випуску, параметри роботи кауперів системи газоочищення тощо.

Всі параметри на практиці пов'язані воєдино математичною моделлю доменного процесу.

5.2. Повітрянагрівачі та нагрів дуття

Крім доменної печі до складу комплексу з виробництва чавуну входять бункера для зберігання шихтових матеріалів, обладнання для їх подачі в доменну піч, завантажувальний пристрій доменної печі, а також повітрянагрівачі, у яких повітряне дуття (збагачене киснем), що подається в піч, нагрівається до температури 1000...1200 °С (рис. 5.1, див. с. 74).

Нагрів дуття в доменному виробництві є одним з найважливіших етапів його розвитку. Впровадження повітрянагрівачів стало найефективнішим способом економії палива (коксу) за всю історію доменного виробництва.

Доменний повітрянагрівач (регенератор, каупер) – це апарат для нагріву повітря (холодного дуття, що надходить із повітрядувної машини) перед подачею його в доменну піч.

Пошуки шляхів підвищення температури дуття привели до створення регенеративних повітрянагрівачів – кауперів,

що показали значну перевагу за рівнем досягнутого нагріву повітря і швидко витіснили з практики всі раніше створені конструкції. У такий спосіб вони стали переважним засобом для нагріву доменного дуття.

Повітрянагрівач являє собою вертикально розташований куполоподібний циліндр висотою до 50 м і діаметром 9–10 м (рис. 5.2, див. с. 75).

Зовні він укладений в сталевий кожух. Зсередини цей кожух футерований вогнетривкою цеглою для створення теплоізоляції та запобігання місцевого перегріву. Футеровка також запобігає утворенню тріщин у кожусі і його деформацію, а також зменшує теплові втрати в атмосферу. Внутрішній простір повітрянагрівача розділений на дві частини, камеру горіння і вогнетривку насадку, вертикальною стінкою, яка не доходить до верху. Вгорі розташовано підкупольний простір, який з'єднує дві частини повітрянагрівача. Для безперервного постачання доменної печі дуттям необхідно мінімум два повітрянагрівача. Зазвичай в комплексі печі споруджують блок з трьох-чотирьох повітрянагрівачів, які по черзі нагрівають дуття.

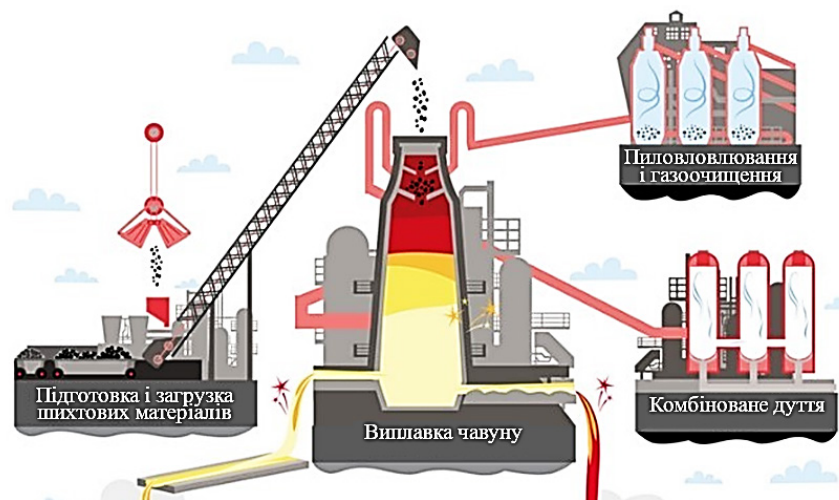


Рисунок 5.1 – Комплекс з виробництва чавуну

Повітря надходить у доменну піч з повітрянагрівачів з температурою 1050...1300 °С. Для нагріву повітря застосовують повітрянагрівачі рекуперативного типу (рис. 5.3, див. с. 76).

Усередині повітрянагрівача є камера згоряння і керамічна насадка, що займає основний обсяг повітрянагрівача. Насадка викладена з вогнетривкої цегли так, що між ними утворюються вертикальні канали (рис. 5.4, див. с. 76).

У нижню частину камери згоряння до пальника подається очищений від пилу колошниковий газ, який згорає і утворює гарячі гази. Гарячі гази, проходячи через насадку, нагрівають її та видаляються з повітрянагрівача через димову трубу.



Рисунок 5.2 – Повітрянагрівач для нагріву повітря (холодного дуття, що надходить із повітрорудної машини) перед подачею його в доменну піч

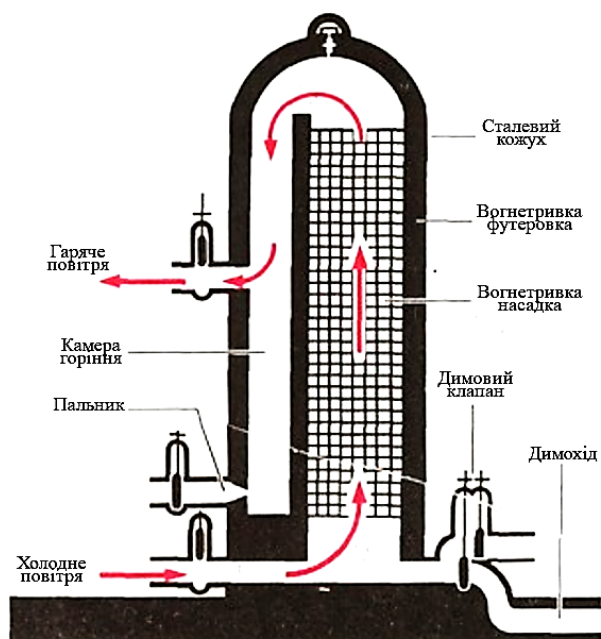


Рисунок 5.3 – Повітрянагрівач для доменної печі традиційної конструкції

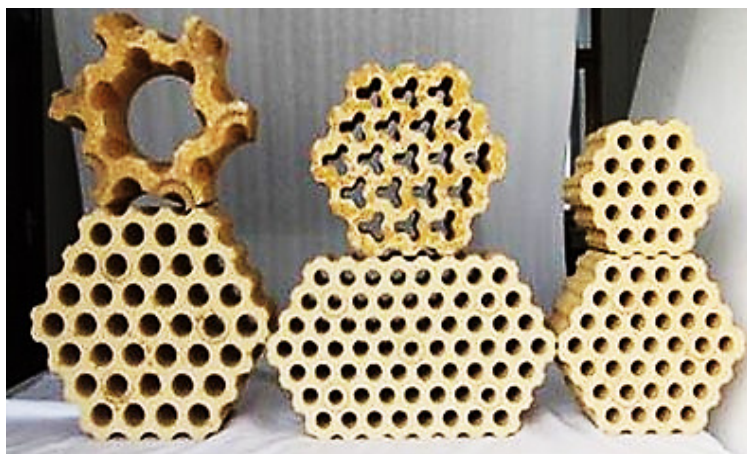


Рисунок 5.4 – Керамічні насадки для повітрянагрівачів

Потім подача газу до пальника припиняється, і по трубопроводу через насадку пропускається холодне повітря, що подається турбоповітродувною машиною.

Доменна піч, як правило, має кілька повітрянагрівачів: у той час як в одних насадка нагрівається гарячими газами, в інших вона віддає теплоту холодного повітря, нагріваючи його. По охолодженні нагрітої насадки повітрям нагрівачі перемикаються. Повітря, проходячи через насадку повітрянагрівача, нагрівається до 1000...1200 °С і надходить до фурменого пристрою.

Нагріте дуття надходить по трубопроводу до печі і подається в оперізуючий її кільцевий повітропровід (рис. 5.5), до якого підключені розташовані рівномірно по окружності водоохолоджувані фурми, через які дуття надходить безпосередньо в піч. Їх число на великих печах може становити кілька десятків.

Продукти згоряння газу піднімаються під купол повітрянагрівача, де відбувається їх повне згоряння і розвивається максимальна температура. Далі продукти згоряння опускаються через канали насадки. Віддаючи насадці своє тепло, вони охолоджуються до 150...400 °С і потім відводяться через димові клапани в лежак



Рисунок 5.5 – Кільцевий повітропровід доменної печі

до димової труби. Після нагріву насадки по досягненні максимально допустимої температури підкупольного простору подача газу в камеру горіння припиняється. Через піднасадковий простір, насадку та камеру горіння в зворотному газу напрямку подається повітря, що нагрівається, проходячи через гарячу насадку, а потім через клапан гарячого дуття направляється по повітропроводу гарячого дуття в доменну піч. Після охолодження насадки повітрянагрівач знову переводять на режим нагріву.

Безперервність подачі дуття забезпечується наявністю блоку з трьох-чотирьох повітрянагрівачів на піч, з яких поперемінно два або три працюють у режимі нагріву, а решта – на дуття, залежно від їх числа і прийнятої схеми роботи (одиначної або попарно паралельної). Режими нагріву та охолодження є основними для роботи повітрянагрівача. Крім цього, він може перебувати на «тязі» або бути відключеним. При роботі повітрянагрівача на тязі під час короткочасних зупинок печей доменний газ, який частково згорає в фурмених колінах і кільцевому повітропроводі, відводиться по повітряному тракту в камеру горіння одного з повітрянагрівачів для повного згорання. У проєктах сучасних доменних печей ця операція відповідає, так як газ спалюють, крім повітрянагрівачів, на спеціальних свічках, що встановлюються біля печі з відповідним «відсіканням» їх від гарячого повітропроводу.

Подальшим етапом розвитку повітрянагрівальних агрегатів став повітрянагрівач конструкції Калугіна з форкамерою на верху купола. В цьому випадку газ спалюється в пальниковому пристрої форкамерного типу зі струменево-вихровою подачею газу і повітря, які розташовані зверху купола по осі повітрянагрівача. Кільцеві колектори газу і повітря розміщуються всередині кладки форкамери, а сама кладка форкамери повітрянагрівача Калугіна має незалежну опору на кожух. Вперше така схема була реалізована на ДП № 1 Саткінського чавуноплавильного заводу в 1992 р., і цей повітрянагрівач без проблем працює до теперішнього часу.

При розробці конструкції повітрянагрівача Калугіна проводилися стендові випробування на вогневому і аеродинамічному

стендах для декількох варіантів форкамерних пальникових пристроїв. За даними стендових випробувань була визначена оптимальна конструкція форкамерного пальника як з точки зору технічних показників, так і з точки зору простоти і надійності виконання вогнетривкої футеровки. Надалі на основі цих випробувань був розроблений метод комп'ютерного розрахунку, проведено детальне порівняння розрахункових і експериментальних результатів і отримано хороший збіг між ними. Зараз за цим комп'ютерним методом проводяться розрахунки всіх форкамерних пальникових пристроїв повітрянагрівачів Калугіна.

За рахунок поліпшення умов служби для вогнетривів у повітрянагрівачі Калугіна при використанні широко застосовуваних вогнетривких матеріалів (динас, мулітокорунд, шамот) можна отримати температуру гарячого дуття до 1400 °С, що неможливо при інших конструкціях повітрянагрівачів. Це дає можливість при певних умовах перейти в доменному виробництві на новий рівень нагріву дуття – до температур 1300...1400 °С.

Значне зниження капітальних витрат і велика економія на ремонтах завдяки збільшенню міжремонтного терміну служби, можливість збільшення температури нагріву дуття на 100...200 °С та можливість розміщення безшахтних повітрянагрівачів на місці існуючих з установкою типового основного обладнання на існуючому робочому майданчику, малий гідравлічний опір і робота без пульсацій з досить низьким вмістом шкідливих викидів у димі дають повітрянагрівачам Калугіна значні переваги в порівнянні з існуючими агрегатами і визначають їх як найбільш перспективну конструкцію високотемпературних повітрянагрівачів.

Повітрянагрівач відключають у випадку переведення в гарячий резерв або ремонту печі, тобто ізолюють від газоповітряних трубопроводів і димового лежаку з трубою.

5.3. Горіння палива

У якості палива в сучасній доменній плавці застосовують кокс, мазут, природний і коксовий газ, а також і вугільний пил. Основним видом палива є кокс. Це єдиний матеріал, який зберігає форму шматка в доменній печі на всьому шляху руху від колошника до горну. Завдяки цій обставині забезпечується проходження газового потоку через шар рідких, напіврідких і твердих матеріалів у доменній печі.

У фурменій зоні при згорянні палива утворюється гарячий відновний газ, що приносить тепло для нагрівання і розплавлення залізорудних матеріалів і бере участь у хімічних реакціях відновлення заліза з оксидів. При певній витраті коксу і палива, що вдувається, на тонну чавуну, продуктивність доменної печі визначається витратою кисню, який надходить у піч через фурми з дуттям. Чим більше кисню надходить у піч, тим більше в одиницю часу згорає в печі кокс і палива, що вдувається, з утворенням оксиду вуглецю (CO), і тим вище стає продуктивність. З іншого боку, чим менше питома витрата палива на тонну чавуну, тим вище продуктивність. Нижче наводиться кількісний приклад, що ілюструє ці положення. Кокс не тільки газифікується в фурменній зоні, але й витрачається в реакціях прямого відновлення і навуглецювання заліза (чавун містить приблизно 4,5 % C). Витрати наведені для стандартного коксу, тобто коксу з вмістом вуглецю 87,5 %.

У працюючій доменній печі можуть досягатися наступні витрати палива на тонну чавуну:

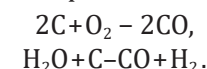
Кокс	300 кг/т	300 кг/т
ПВП	200 кг/т коефіцієнт заміни 0,85 кг/кг	170 кг/т
Всього (в коксовому еквіваленті)		470 кг/т
Навуглецювання чавуну		50 кг/т
Пряме відновлення		100 кг/т
Газифікується на фурмах		320 кг/т

Тим часом значення ефективності плавки по витраті палива наступні: при вдуванні в піч дуття з постійними (в одиницю часу) параметрами (витрата, температура, вміст кисню, вологість), тобто при надходженні в піч постійної кількості кисню, зниження

витрати палива на тонну чавуну, наприклад на 10 кг/т, призводить до підвищення продуктивності. При зниженні витрати палива, наприклад, на 10 кг/т продуктивність печі зростає приблизно на 3 %. З іншого боку, якщо збільшити витрату ПВП, що вдувається, з метою підвищення нагріву печі і підтримувати параметри дуття при цьому постійними, то продуктивність печі знизиться. Такий розрахунок є спрощеним, так як в ньому не враховується вплив на продуктивність печі зміни виходу фурменого газу, теоретичної температури горіння, а також кількості кисню, що надходить у піч з ПВП, що вдувається.

Теплота гарячого дуття і тепло, що виділяється при горінні коксу і палива, що вдувається, у фурменій зоні, використовуються для розплавлення шихти. Прихід тепла в фурменій зоні залежить від обсягу утвореного газу і його температури, у якості якої беруть теоретичну («адіабатичну») температуру горіння палива в фурменій зоні.

Обсяг і склад газу, що утворюється в фурменій зоні, можна розрахувати за рівняннями протікаючих в ній реакцій:



У фурменій зоні та безпосередньо за її межами весь кисень дуття перетворюється в оксид вуглецю, а вся вода – у водень і оксид вуглецю.

Теоретична температура горіння палива в фурменій зоні – це температура утвореного фурменого газу після завершення реакцій окислення вуглецю палива кисневим дуття й водою з утворенням CO і H₂. З теоретичної точки зору ця температура називається тому, що при її розрахунку враховуються не всі процеси, що відбуваються в цій зоні. З теоретичного погляду ця температура повинна розраховуватися на основі теплового балансу фурменої зони. Теоретична температура горіння в доменних печах зазвичай знаходиться в межах 2000...3000 °C і залежить від параметрів дуття і палива, що вдувається (робоча теоретична температура, як правило, знаходиться в діапазоні 2000...2200 °C).

Теоретична температура горіння зростає при підвищенні температури гарячого дуття і відсоткового вмісту кисневого дуття.

Теоретична температура горіння знижується при збільшенні вмісту води в дутті та витрати палива, що вдувається, так як замість розпеченого коксу на фурмах згорає холодне паливо, що вдувається. Вплив витрати палива, що вдувається, залежить від його складу.

У табл. 5.3 наведено коефіцієнти впливу на теоретичну температуру горіння різного палива, що вдувається.

Таблиця 5.3 – Вплив на теоретичну температуру горіння параметрів дуття

	Одиниця	Вимір	Теоретична температура горіння (°C)	Температура газу на колошнику (°C)
Температура дуття	°C	+100	+65	-15
ПВП	кг/т	+10	-30	+9
Кисень у дутті	%	+1	+45	-15
Волога в дутті	г/нм ²	+10	-50	+9

Температура газу на колошнику залежить від обсягу газу, який необхідний для технологічного процесу: чим менше газу використовується, тим нижче температура газу на колошнику, і навпаки. Зменшення виходу газу на тонну чавуну означає зменшення його витрати на сушіння і нагрів шихтових матеріалів.

5.4. Розподіл температури та реакцій відновлення в доменній печі

Розподіл температури та реакцій відновлення оксидів заліза по висоті печі представлені на рис. 5.6 (див. с. 83). Відновлення оксидів до вюститу відбувається при температурі від 800 до 900 °C. Так, у температурному інтервалі від 900 до 1100 °C вюстит може бути відновлений газом без участі вуглецю. Ця зона хімічної підготовки може займати 50–60 % висоти шахти, мати відносно постійну температуру по висоті і називається зоною термічного резерву («холостою» зоною печі).

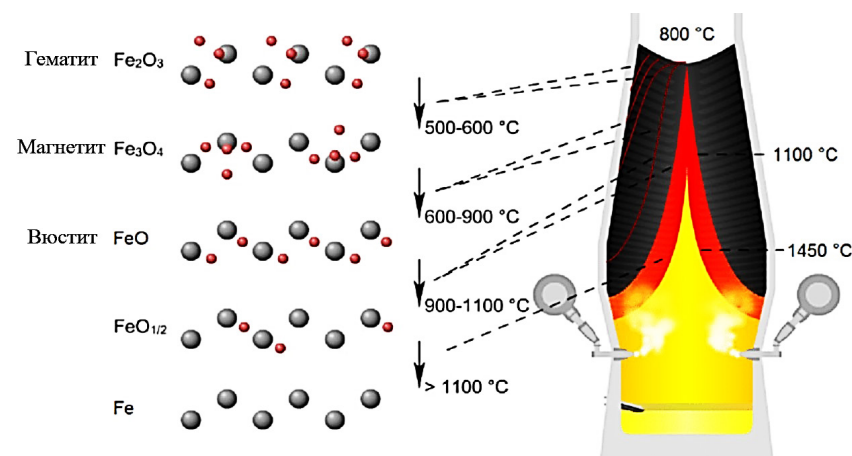


Рисунок 5.6 – Розподіл температури та реакцій відновлення оксидів заліза по висоті печі

5.5. Окружна рівномірність роботи печі

Для забезпечення високої продуктивності доменної печі необхідно, щоб доменна піч працювала рівномірно по окружності її горизонтального перерізу. Розділимо умовно доменну піч на сектори, у кожному з яких знаходиться повітряна фурма.

Якщо сектори працюють нерівномірно, то виникає асиметрія зони когезії, як це показано на рис. 5.7 (див. с. 84). Локальний дефіцит тепла призводить до того, що зона когезії в деяких секторах опускається вниз, а в інших через надлишок тепла – піднімається вгору. Це може призвести до посилення прямого відновлення в деяких секторах. Підвищення теплового стану всієї печі, що впливає на загальну ефективність плавки, не усуває окружну нерівномірність, а лише частково компенсує її.

Окружна нерівномірність роботи доменної печі може виникати з наступних причин:

- нерівномірне вдування ПВП по фурмам (особливо сильний вплив надає припинення вдування ПВП на окремі фурми);

– розподіл дуття по фурмам (при дуже низькій швидкості дуття (менше 100 м/с) фурми не можуть ефективно функціонувати в якості розподільників дуття, що завжди спостерігається, зокрема, на фурми, які розташовані навпроти введення повітропроводу гарячого дуття в кільцевій повітропровід; на розподіл дуття також може впливати закриття фурм над льоткою або секторах з локальним перегрівом кожуха печі, а також часткова заливка шлаком окремих фурм;

– нерівномірне завантаження шихтових матеріалів по окружності печі при використанні БЗО цього можна уникнути, по черзі здійснюючи завантаження з бункерів коксу і руди, змінюючи напрямок обертання лотка, а при двоконусному завантажувальному пристрої системи можна чергувати останній скіп в подачі);

– знос футеровки і захисних колошникових плит.

Існують заходи корекції відхилення від симетрії по окружності, наприклад, припинення вдування ПВП через деякі фурми. Однак краще усувати причини окружної нерівномірності роботи печі, а не коригувати її. Нерівномірність розподілу газового

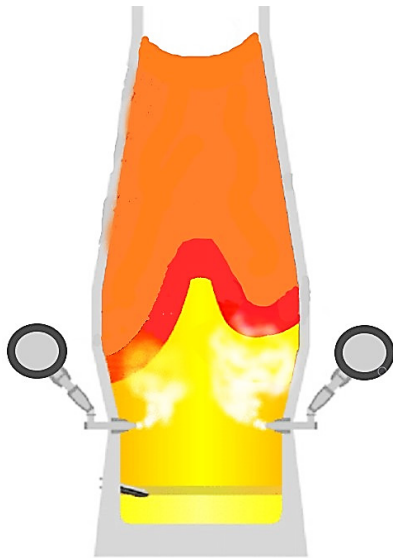


Рисунок 5.7 – Асиметрична зона когезії

потоків по окружності печі може бути виявлена за розподілом втрат тепла.

5.6. Вдування пиловугільного палива в доменну піч

В останні десятиліття у світовій практиці широкого поширення набула технологія вдування в доменну піч пиловугільного палива (ПВП), що дозволяє замінити використання природного газу і зменшити витрату коксу. Сучасні доменні печі дозволяють використовувати пиловугільне паливо на рівні 200–250 кг/т чавуну. Вдування ПВП з витратою 200–250 кг/т здійснюється на доменних печах, які обладнані мідними холодильниками із замкнутим контуром охолодження. В умовах України даний діапазон становить 140–160 кг/т.

Вугільний пил, що підготовлений спеціальним чином, використовується в якості відновника шляхом введення його через фурми. Вугілля, що використовуються для ПВП, як правило, значно дешевше коксівного вугілля. Важливими властивостями використовуваних вугілля є: вміст летких і вологості; хімічний склад (сірка, фосфор, луги, зольність); здатність до подрібнення (твердість, абразивність); стабільність якості. Пилоподібне вугілля подається пневмотранспортом в бункер, далі зважується і розподіляється по системі, яка подає його до доменної печі. Установки для вдування вугільного пилу складаються, як правило, з двох відділень (рис. 5.8, див. с. 86): відділення для приготування і сушіння вугільного пилу і розподільно-дозувального відділення для дозованої подачі і розподілу вугільного пилу по фурмам.

Відділення для приготування вугільного пилу повинно забезпечити: задану продуктивність, необхідний фракційний склад і вологість пилу, надійну і безпечну роботу обладнання протягом тривалого періоду часу, простоту його обслуговування і максимальну автоматизацію виробництва. Розподільно-дозувальне відділення повинно забезпечувати: а) надійну роботу обладнання протягом тривалого періоду часу; б) безпечну роботу обладнання і простоту його обслуговування; в) надійний

транспорт вугільного пилу в доменну піч з мінімальною витратою транспортуючого агента; г) безперервну в часі, рівномірну і регульовану подачу вугільного пилу як через всі, так і через окремі фурми доменної печі; д) повне згоряння вугільного пилу в горні доменної печі.

Збільшений дефіцит коксу і підвищення цін на нього підвищує доцільність застосування ПВП в доменних печах на різних металургійних заводах. Найбільш важливими аргументами на користь вдування ПВП (або природного газу) в доменну піч є наступні:

- економія витрат шляхом зменшення витрати коксу;
- збільшення продуктивності за рахунок можливості додатково збагачувати киснем дуття.

Вдування вугільного пилу було вперше застосовано в доменній печі Аманди компанії ARMCO (м. Ешленд, штат Кентуккі) у 60-ті роки. На ранньому етапі вдування вугільного пилу звичайною був витрата вугілля 60–100 кг/т чавуну. Сьогодні нормальним вважається досягнення витрати коксу близько 300 кг/т при рівні вдування ПВП 200 кг і більше на тонну рідкого чавуну.

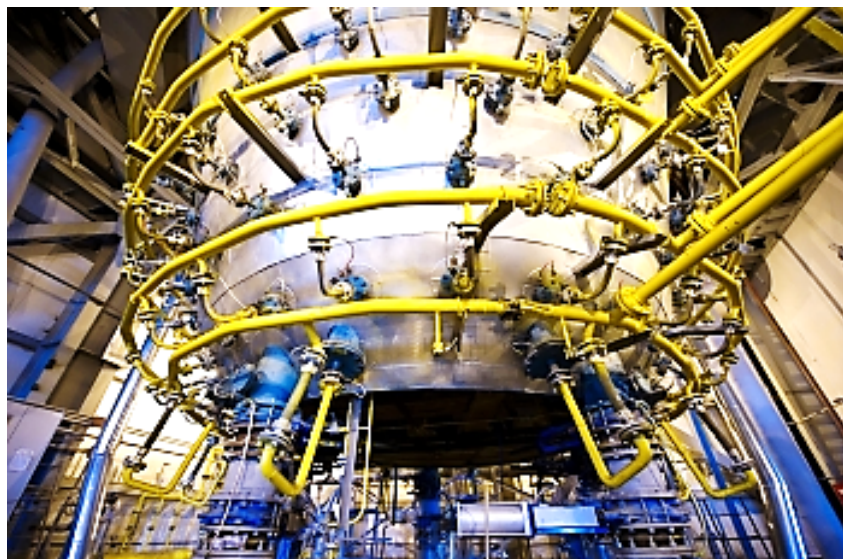


Рисунок 5.8 – Установка для вдування ПВП в доменну піч

Основні агрегати і вузли установок для приготування і вдування ПВП виконують такі функції:

- подрібнення вугілля; при цьому вугілля необхідно подрібнити до надзвичайно тонких фракцій: найбільш часто використовується пилоподібне вугілля, близько 60 % якого має крупність менше 75 мкм;
- сушіння вугілля; вугілля має значний вміст води, від 8 % до 10 %, а вода, яка потрапляє в горн доменної печі, збільшує витрату палива;
- транспортування вугілля по трубопроводах; якщо вугілля занадто дрібне, то пневматичне транспортування його може утруднюватися через утворення невеликих плівок на стінках труб, а також із-за можливого витіку вугілля через нещільності з'єднань у трубопроводах;
- вдування ПВП в фурми: вугілля необхідно подавати з однаковою витратою на всі фурми; особливо важливо підтримувати оточуючу рівномірність вдування ПВП при високій продуктивності печі і низькій витраті коксу.

Існує ряд постачальників установок для приготування і вдування ПВП, які забезпечують виконання перерахованих функцій. Основною характеристикою таких установок є надійність застосованого в них обладнання, так як при припиненні вдування ПВП доменна піч повинна бути зупинена протягом однієї години.

Найбільш важливими характеристиками вугілля для вдування є наступні:

- високий коефіцієнт заміни їм коксу (склад і вологість вугілля визначають кількість коксу, що замінюється цим вугіллем);
- хімічний склад (високий вміст сірки і фосфору може привести до збільшення витрат на обробку сталі в сталеплавильному цеху);
- леткі речовини: вугілля з високим вмістом летких речовин легко газифікується в зоні циркуляції, проте має більш низький коефіцієнт заміни коксу;
- міцність вугілля, що характеризується індексом Hardgrave Grindability Index (HGI);
- вміст води: необхідно враховувати вміст води в сирому вугіллі, а також поверхневу вологість вугільного пилу; а поверхнева

вологість вугільного пилу може привести до злипання частинок і до проблем з транспортуванням по трубопроводах.

Вугілля, яке передбачається використовувати для вдування в доменну піч, необхідно оцінювати на основі «цінності використання», з урахуванням всіх факторів, що впливають на витрати. Найчастіше можливо використовувати суміші з двох або трьох типів вугілля для вдування так, щоб «згладити» вплив їх негативних властивостей.

ПВП вдувається у фурми за допомогою трубки (піки), що вводиться через сопло фурменого приладу. ПВП знаходиться в зоні циркуляції протягом дуже короткого проміжку часу (близько 5 мілісекунд). Таким чином, характеристики реакції газифікації вкрай важливі для ефективності системи вдування ПВП. Газифікація вугілля складається з декількох етапів. Спочатку вугілля нагрівається, а потім випаровується волога. При подальшому нагріванні відбувається виділення з вугілля летких речовин. Після цього летучі компоненти запалюються і згорають, що призводить до збільшення температури. Потім запалюється і газифікується напівкокс, який утворився з частинок вугілля. Всі ці етапи послідовно змінюють один одного з деяким накладенням.

Спочатку для вдування ПВП використовувалися прямі сталеві трубки, які вводили через сопло до місця стикування сопла з фурмою. Загалом, ця проста конструкція працює добре, хоча іноді в колошниковому газі виявлялися частинки «напівкоксу» (вугілля після виділення з нього летких речовин) або «сажа» (найдрібніші частинки вуглецю, що утворилися при розкладанні CO). Щоб усунути цю проблему, особливо при високих витратах ПВП, провідні компанії застосовують різні технічні рішення: коаксіальні трубки з одночасною подачею через них кисню і ПВП, спеціально розроблені трубки з форсункою на кінці для забезпечення більшої турбулентності струменя ПВП на виході; вдування ПВП в кожную фурму через дві трубки, попередній підігрів ПВП перед вдуванням в повітряну фурму та ін.

Швидкість згорання ПВП, що вдувається, збільшується при збільшенні вмісту летких речовин у вугіллі, зменшенні розміру вугільних частинок, поліпшенні змішування дуття і ПВП і т.ін. Крім того,

повнота газифікації (спалювання) ПВП, що вдувається, залежить від його витрати, зі збільшенням якого збільшується кількість незгорілих частинок вугілля (напівкоксу), що виходять із зони циркуляції.

При використанні вугілля з низьким вмістом летких речовин досить велика частка частинок вугілля не газифікується в зоні циркуляції і переноситься з газом в зону активного руху коксу. При використанні вугілля з високим (більше 30 %) або надвисоким (більше 40 %) вмістом летких речовин у зоні циркуляції утворюється велика кількість газу і невелика кількість напівкоксу. Якщо газ згорає в повному обсязі, то може утворитися сажа. Для виключення цих явищ для приготування ПВП можна використовувати суміш вугілля різних марок, зокрема, вугілля з високим і низьким вмістом летких речовин.

Для контролю витрати ПВП, що вдувається, зазвичай безперервно здійснюється зважування витратних бункерів системи вдування ПВП. Це може здійснюватися за рахунок тиску азоту у витратних бункерах або за допомогою шнекової дозуючої системи, або дозуючої системи з поворотним клапаном. Щоб розрахувати правильну витрату вугільного пилу (у кг/хв), необхідно знати продуктивність доменної печі по чавуну.

Необхідно звернути особливу увагу на можливість й ефективність використання витрати ПВП, що вдувається, для підвищення теплового стану печі при її зниженому нагріванні. Збільшення витрати ПВП знижує продуктивність печі приблизно на 2,5 % на кожні 10 кг додаткової витрати ПВП на тонну чавуну. Одночасно теоретична температура горіння зменшується приблизно на 32 °C. Таким чином, залежно від конкретної ситуації, «плавильна здатність» газу в розрахунку на 1 т чавуну може навіть зменшитися. Якщо теоретична температура горіння знизиться з 2050 до 2018 °C, то «плавильна здатність» газу знижується на 5 % і продуктивність зменшується на 2,5 %, що веде до зниження теплоти плавлення на тонну чавуну на 2.5 %. Якщо в печі зі зниженим нагріванням газ має недостатню «плавильну здатність», то збільшення витрати ПВП може погіршити ситуацію. У такому випадку необхідно підвищити ефективність процесу шляхом зниження витрати дуття і продуктивності печі.

5.7. Виплавка чавуну в доменній печі та його хімічний склад

У доменну піч послідовно завантажують кокс і агломерат, а потім знову кокс і агломерат і т.ін. Кокс згорає переважно в горні та утворюється вуглекислий газ CO_2 , який проходячи через кокс утворює окис вуглецю CO . Окис вуглецю відновлює основну частину руди. При відновленні залізо стає твердим. Воно поступово переходить у більш гарячу частину доменної печі, де розчиняє всередині себе вуглець. У результаті утворюється чавун. Рідкий чавун витікає через льотку в спеціальні чавуновозні ковші. До складу чавуну входять залізо, вуглець, марганець, кремній, сірка, фосфор і деякі інші домішки.

Всі доменні чавуни за своїм призначенням поділяють на три основних види: переробний, що призначений для подальшого переробу в сталь (табл. 5.4); ливарний, який використовується після переплаву в чавуноливарних цехах для відливки чавунних виробів; а також доменні феросплави, наприклад феромарганець, який використовується в сталеплавильному виробництві.

Таблиця 5.4 – Хімічний склад переробного чавуну

Вуглець, %	Кремній, %	Марганець, %	Сірка, %	Фосфор, %
3,9–4,3	0,4–0,9	0,2–0,6	0,01–0,05	0,1–0,15

Важливим елементом, що входить до складу чавуну, є вуглець, так як залежно від його змісту розрізняють марки чавуну і його фізико-механічні показники.

Вміст кремнію в чавуні впливає на міцність, рідкотекучість і ливарні властивості чавуну.

Завдяки такому хімічному елементу, як марганець, чавун набуває додаткову міцність.

Наявність фосфору в чавуні робить його здатним утворювати тріщини в холодних відливках. Крім цього, ця домішка істотно знижує механічні властивості чавуну. Через підвищений вміст фосфору чавун виходить більш твердим.

Найбільш шкідлива домішка в чавуні – це сірка. Її наявність у певній кількості негативно впливає на тугоплавкість і рідкотекучість чавуну, а також на утворення тріщин у гарячому стані.

Візуально структуру сірого чавуну можна представити у вигляді металевої матриці з пластинчастими включеннями графіту.

У спеціальних чавунах (феросплавах) присутній високий вміст таких елементів як кремній і марганець. Такі чавуни в основному йдуть для виплавки сталі та дозволяють зменшити в сталі вміст кисню.

Остаточний хімічний склад чавуну є результатом процесу взаємодії між чавуном і шлаком, у якому відбувається розподіл елементів між цими рідкими фазами. Цей розподіл залежить як від хімічного складу шлаку і чавуну, так і від їх температури.

Необхідно зазначити, що кремній, титан і сірка на 80–90 % концентруються в шлаку, а марганець і практично весь фосфор переходять в основному в чавун.

Оксиди кремнію, марганцю і фосфору відновлюються тільки в реакціях прямого відновлення. Вміст кремнію в чавуні є чутливим індикатором теплового стану печі. Коливання вмісту кремнію в чавуні можна використовувати для аналізу стабільності процесу. Кремній відновлюється з кремнезему золи коксу (або вугілля). Чим більше вміст золи в коксі, тим вище вміст кремнію в чавуні. Високо розташована зона плавлення відповідає підвищеній температурі чавуну і підвищеному вмісту кремнію в чавуні. При центральному ході печі чавун, що утворився в осьовій зоні печі, має більш високий вміст кремнію, у той час як чавун, який утворився в периферійній зоні, має низький вміст кремнію. Вміст кремнію в чавуні на випуску має якесь середнє значення.

Вміст марганцю в чавуні, також як і вміст кремнію, є індикатором теплового стану печі. Вміст марганцю швидше реагує на зміни теплового стану печі в зв'язку з більш швидким досягненням рівноважного розподілу марганцю між чавуном і шлаком через його низький вміст у цих рідинах.

Вміст сірки в чавуні залежить від її приходу в піч з шихтою, від хімічного складу шлаку і теплового стану печі. Найбільш важливими факторами, що визначають вміст сірки в чавуні, є прихід

сірки з шихтою (основними джерелами сірки є кокс і паливо, що вдувається), розділення сірки між чавуном і шлаком, вихід шлаку (чим менше вихід шлаку на тонну чавуну, тим вище вміст сірки в чавуні) та ін.

З деяким ступенем умовності можна приймати, що для зменшення вмісту сірки в чавуні на 5 % необхідно виконати одну з трьох умов: зменшити прихід сірки в піч на 5 %; збільшити основність $(\text{CaO} + \text{MgO}) / \text{SiO}_2$ на 0,02; збільшити вміст кремнію в чавуні на 0,06 %.

Шлак утворюється з порожньої породи залізрудних матеріалів, золи коксу і ПВП. Склад первинного шлаку, який утворився в зоні когезії, на його шляху в горні змінюється в результаті взаємодії з вуглицем коксу і розчинення в ньому золи коксу і ПВП. Склад кінцевого шлаку формується вже в горні. Чотири основні компоненти складають близько 96 % шлаку. Вони представлені сполуками SiO_2 , MgO , CaO і Al_2O_3 . А решта 4 % припадає на такі оксиди і елементи, як: MnO , S , TiO_2 , K_2O , Na_2O і P . Наявність цих компонентів у шлаку призводить до зниження температури його кристалізації.

У результаті відновлення заліза в агломераті і окатишах утворюється досить багато окису заліза FeO , яка знижує температуру плавлення або, як згадувалося раніше, знижує температуру ліквідусу і температуру солідусу. Первинний шлак, тобто шлак, утворений під час процесу плавлення і до розчинення компонентів коксової золи в шлаку, стає рідким через підвищений вміст в ньому FeO . Підвищення рідинорухливості кінцевого шлаку забезпечується розчиненням в ньому SiO і золи коксу.

Під час специфічних технологічних ситуацій, наприклад, під час задування доменної печі або при дуже гарячому ході печі, вміст кремнію в чавуні може сильно збільшитися (до 3–5 %). Так як кремній відновлюється з SiO_2 , то його вміст при цьому в шлаку зменшується, а основність шлаку зростає. Це призводить до збільшення температури ліквідусу шлаку. В результаті, при дуже високій основності кінцевий шлак стає гетерогенним і в'язким. Він може налипати на стіни і не виходити з печі на випуску. Такий шлак може утворити кільцеву шлакову охолодь

у заплечиках. Це перешкоджає рівному опусканню шихти та ускладнює випуск продуктів плавки. Отже, у всіх випадках, коли очікується розігрів печі й значне зростання вмісту кремнію в чавуні, шихта повинна бути розрахована з урахуванням додаткової витрати кремнезему на відновлення кремнію. З цією метою в шихту додають компоненти зі зниженою основністю, найкраще кускову залізну руду з кремнеземистою порожньою породою.

Процес розливки чавуну полягає в наступному. Ківш, який надійшов на чавуновозі від доменної печі, нахиляють за допомогою кантовального пристрою. При цьому ківш своїми щокми спирається на спеціальний стенд. Чавун, який зливається з ковша, по жолобу з двома зливними носками надходить у мульди двох рухомих вгору конвеєрних стрічок (рис. 5.9). В процесі руху стрічок чавун у мульдах, що поливається водою з водопроводу, застигає.

При огинанні конвеєром зірочки затверділі чушки чавуну піддаються ударам пристрою для вибивання чушок і випадають із мульд. Далі вони потрапляють на перекидні жолоби,



Рисунок 5.9 – Стрічки для розливання чавуну

що дозволяють без зупинки машини направляти чушки на залізничні платформи.

Спорожнені мульди після зірочки 10 рухаються вниз в перекинутому положенні, їх окроплюють вапняним розчином за допомогою оббризувача, що запобігає приварюванню чавуну до мульд. Маса відлитої чушки становить або 18–23 кг, або 45 кг, швидкість руху стрічки дорівнює близько 10–12 м/хв, а продуктивність машин дорівнює 122–204 т/год.

Питання для самоконтролю

1. Які фактори впливають на продуктивність доменної печі?
2. Що характеризує показник КВКО?
3. Перерахуйте основні конструктивні рішення в повітронагрівачах і їх призначення.
4. З якою температурою надходить повітря (збагачене) у доменну піч з повітронагрівача?
5. Яка витрата коксу, природного газу і пиловугільного палива припадає на 1 т чавуну?
6. Яка теоретична температура горіння в доменних печах і від яких показників вона залежить?
7. Чим викликана окружна нерівномірність роботи доменної печі та які прийоми застосовуються для її корекції на практиці?
8. Які переваги забезпечує вдування пиловугільного палива в доменну піч?
9. Які найбільш важливі характеристики вугілля для вдування в доменну піч враховуються?
10. На які три групи діляться виплавлені доменні чавуни? Чому чавун називають переробним і де його використовують у металургії?
11. Яка найбільш шкідлива домішка знаходиться в чавуні?
12. Яким чином чавун розливається в чушки та з якою метою? Опишіть цей процес.

ОСНОВНЕ ОБЛАДНАННЯ ДОМЕННОГО ЦЕХУ

У сучасній доменній печі тривалість перебування в ній матеріалів становить у середньому 5–6 год, а газів – близько 5–12 с. Високі показники доменної плавки можуть бути отримані при хорошому взаємному розподілі шихти й газів по перерізу печі.

6.1. Подача шихти в доменну піч

Шихтові матеріали доставляють на колошник доменної до засипного апарату з бункерів, які розташовані поблизу доменної печі бункерної естакади, де зберігається оперативний запас матеріалів.

Для доставки шихтових матеріалів з бункерів естакади на колошник застосовують скіповий або конвеєрний підйомник. Висота підйому досягає 60–80 м. Кожен скіп складається з кузова, переднього і заднього скатів, упряжного пристрою. Кузов 2 (рис. 6.1, див. с. 96) являє собою зварену сталеву коробку із листів товщиною 10–12 мм з прямокутним перерізом, відкритим переднім торцем і округленим заднім днищем. Внутрішня поверхня бічних стінок і днища футерована плитами з марганцевистих або інших зносостійких марок сталі.

Упряжний пристрій 1 або жорстка П-подібна рама складається з двох тяг 3, які шарнірно закріплені в задній частині кузова. Передня частина тяги скріплена перекладинами, між якими знаходяться балансирні важелі. Упряжний пристрій служить для кріплення канатів, розподілу зусилля на обидва канати порівну.

Бункерна естакада – це залізобетонна споруда висотою 9–12 м, яка складається з двох рядів бункерів. Під бункерами вздовж естакади пересуваються вагон-ваги, а навпроти печей під бункерною естакадою є скіпова яма, у яку по черзі опускаються скіпи. В бункера естакади шихтові матеріали завантажують зверху, доставляючи їх вагонами або конвеєром. У найближчих

до печі бункерах зберігають кокс, а в інших бункерах по довжині естакади – агломерат, окатиші й технологічні добавки.

Вагон-ваги представляють саморухливий електровагон із двома кишенями (бункерами) і зважувальним пристроєм. Вагон-ваги, рухаючись вздовж естакади, зупиняються біля бункера з потрібним матеріалом, вивантажують з нього в кармани порції шихти, а потім переїжджають до печі і, зупиняючись над скіповою ямою, вивантажують шихту в скіп, що піднімається по мосту на колошник. Рух двох скіпів за допомогою канатів забезпечує скіпова лебідка. Так при русі одного скіпа вгору інший опускається вниз. Відповідно коли один скіп завантажують матеріалами в скіповій ямі, то інший на колошнику перекидається, вивантажуючи матеріали в приймальну воронку засипного апарату печі. Час підйому (опускання) скіпу становить 35–45 с.

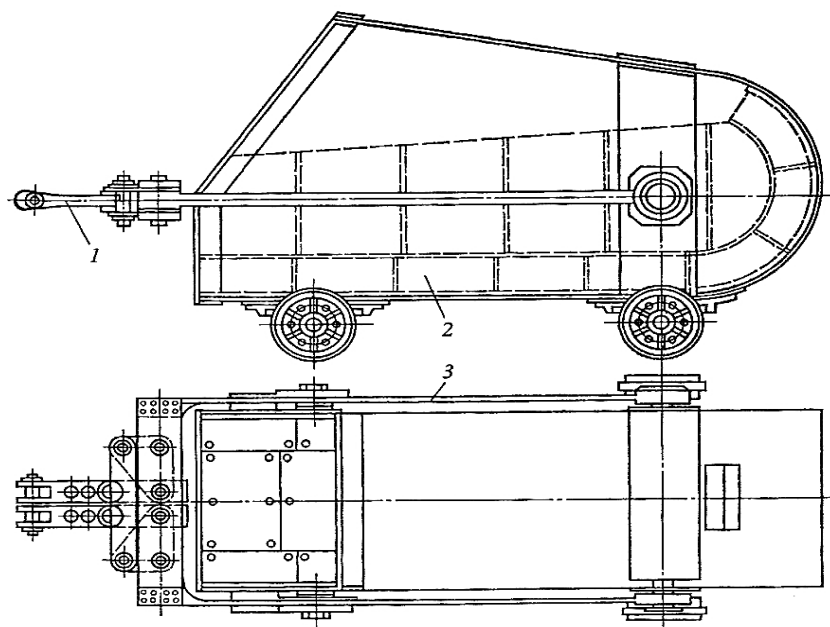


Рисунок 6.1 – Скіп

Для запобігання руйнування і подрібнення коксу, який має невисоку міцність, його намагаються піддавати меншому числу перевантажень. Тому коксові бункера розташовують над скіповою ямою і з них кокс надходить у скіпи, минаючи вагон-ваги. Між коксовими бункерами і скіпом є грохот (рис. 6.2), який відсіює дріб'язок коксу, і вагова воронка для дозування порцій коксу. Тим часом система набору і подачі матеріалів у скіпи вагон-вагами має ряд істотних недоліків у частині низької продуктивності, тривалого набору шихти, неможливості відсіву дріб'язку агломерату та інше. Тому в сучасних печах вагон-ваги, як правило, замінені конвеєрами.

В останні десятиліття на знову споруджуваних печах для доставки шихтових матеріалів на колошник також використовуються конвеєрні системи (рис. 6.3).

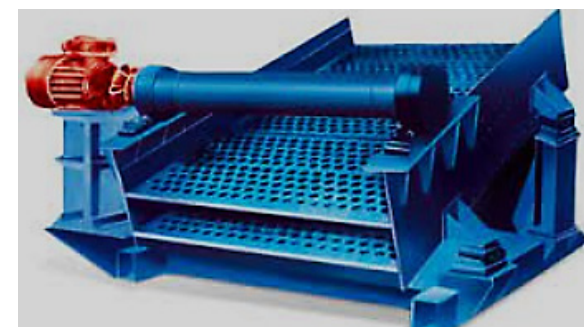


Рисунок 6.2 – Грохот для відсіювання коксової дрібниці

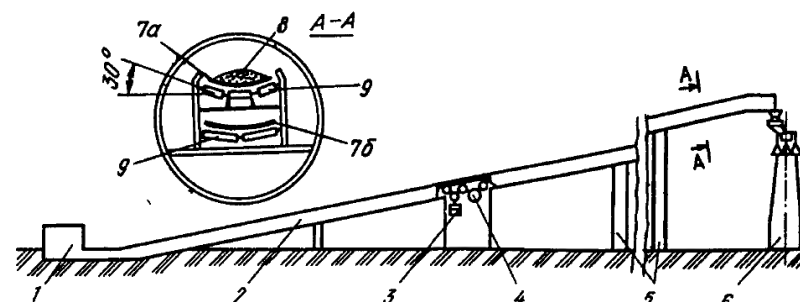


Рисунок 6.3 – Конвеєрний колошниковий підйомник

При цьому з бункерної естакади 1 шихтові матеріали видаються на безперервно рухому під ними стрічку конвеєра, яка по галереї 2 транспортує матеріали на колошник доменної печі 6. В бункерній естакаді бункери для зберігання 5–12-годинного запасу коксу, агломерату та окатишів, які розташовані в два ряди. Матеріали на естакаду доставляють позовжнім конвеєром 1 і розподіляють по бункерах за допомогою реверсивних пересувних поперечних 2 і позовжніх 3 конвеєрів. Із бункерів кожен матеріал видається на грохот 4, який відсіває дріб'язок, а потім через бункерні ваги 5 і живильник 7 надходять на стрічку 8, що рухається до колошника печі. Відсіяний грохотами 4 дріб'язок забирається допоміжними конвеєрами 6. Стрічковий конвеєр колошникового підйомника рухається в закритій похилій галереї, яка кріпиться на декількох вертикальних опорах 5. На практиці кут нахилу стрічки і галереї приймають у межах 10–11°.

Основний робочий орган конвеєрного підйомника – гумотросова стрічка шириною 2 м. Її верхня робоча гілка 7а (із транспортованим матеріалом 8) і холоста гілка 7б підтримуються опорними роликми 9. Рух стрічки забезпечують електродвигуни, що обертають барабан, який огинає щільно притиснута до нього стрічка.

Стрічка рухається безперервно, а матеріали на неї в бункерній естакаді завантажують окремими порціями з розривами між ними. На колошнику печі матеріали із стрічки зсипаються в приймальну воронку безконусного завантажувального пристрою. Обсяг порцій матеріалу на стрічці менше або дорівнює обсягу шлюзового бункера завантажувального пристрою (37–80 м³). Величина розриву визначається тривалістю спрацьовування приймальної воронки, яка направляє порцію шихти або в один, або в інший шлюзовий бункер (10–30 с руху стрічки).

Швидкість руху стрічки зазвичай становить 2 м/с. При цьому продуктивність підйомника досягає 30 тис. т матеріалів на добу і більше. В цілому конвеєрний колошниковий підйомник у порівнянні зі скіповим володіє, крім великої продуктивності, наступними перевагами: термін служби конвеєрної стрічки в кілька разів вище терміну служби скіпових канатів;

на 10–15 % нижче витрати на спорудження скіпового підйомника і менші експлуатаційні витрати. Також можлива подача в одній порції декількох матеріалів шляхом їх пошарового укладання на стрічці та забезпечення умов для повної автоматизації подачі шихти на колошник.

6.2. Двоконусний засипний апарат

Засипний апарат призначений для завантаження шихти та її розподілу по перерізу колошника (тобто печі) при забезпеченні герметичності печі в процесі завантаження. Велика частина доменних печей обладнана двоконусними засипними апаратами (рис. 6.4). Для рівномірного розподілу шихти

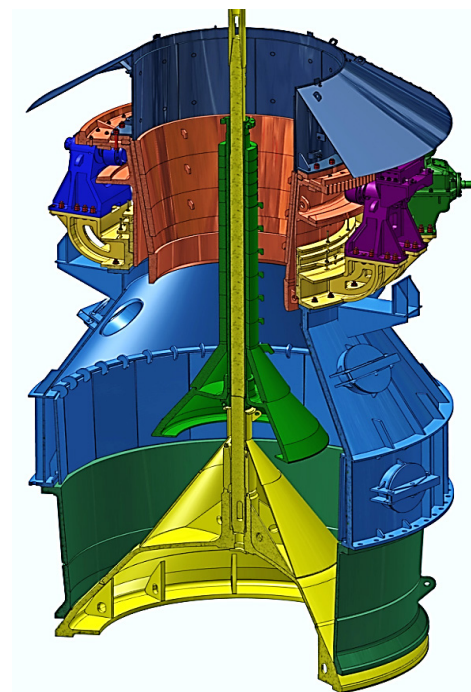


Рисунок 6.4 – Конструкція двоконусного засипного апарату

в доменній печі малий конус і приймальна воронка після завантаження чергової порції матеріалів повертаються на кут, який кратний 60° .

Сучасний двоконусний засипний апарат складається з приймальної воронки, розподільника шихти, який включає обертovu воронку і малий конус, чаші (воронки) великого конуса. Міжконусний простір герметично закрито кожухом, так званим газовим затвором.

Шихтові матеріали, які подаються на колошник печі спеціальними скіпами або конвеєром, вивантажуються через приймальну воронку в обертovu воронку малого конуса і при опусканні його потрапляють у воронку великого конуса. Після декількох опускань малого конуса великий конус опускає шихту в піч при закритому малому конусі.

Конструкція двоконтурної системи завантаження дозволяє запобігти виходу газу з доменної печі в атмосферу, так як при відкриванні одного з конусів інший знаходиться в закритому стані.

Засипний апарат доменної печі працює в досить складних умовах, піддаючись ударам шматків шихти, стиранню потоками матеріалів і запиленням газів, а також впливу високої температури. Тому конструкція деталей засипного апарату повинна бути міцною, високостійкою, надійною в роботі та забезпечувати швидке виконання ремонту. Приймальна воронка засипного апарату призначена для направлення шихтових матеріалів, які вивантажуються зі скіпів у воронку малого конуса (рис. 6.5, див. с. 101).

У сучасних доменних печах відстань між осями шляхів, по яких рухаються скіпи, досить велика (2500–3100 мм). При цьому шихта зі скіпів, які перекидаються, повинна потрапляти до осі малого конуса. Тому верхня частина приймальної воронки виконується розширеною, а нижня закінчується круглим вихідним отвором, який розташований над воронкою малого конуса. Для нормального зсипання шихтових матеріалів кут, який утворюється в нижній частині воронки, зазвичай становить $45\text{--}50^\circ$. Приймальна воронка виготовляється зварною із листової сталі. Для зручності монтажу вона виконана із двох

половин з вертикальним роз'ємом. Внутрішня поверхня воронки для запобігання від зносу футерована змінними плитами із марганцевистої сталі.

Тим часом одностороннє вивантаження матеріалів із скіпів призводить до утворення у воронці малого конуса одностороннього укусу, що обумовлює нерівномірне по товщині шару укладання матеріалів. Крім того, при висипанні матеріали перерозподіляються по крупності: дрібні фракції зосереджуються на боці висипання, а великі – на протилежному боці. Така нерівномірність укладання матеріалів повинна зберігатися при висипанні на великий конус та із великого конуса в піч, що несумісно за умовою рівномірного розподілу газового потоку.

Тому на практиці необхідно встановлювати над чашею великого конуса розподільвач шихти, щоб забезпечити такий розподіл матеріалів, при якому по окружності печі створювався рівномірний опір проходження газів. У якості такого розподільвача для сучасних доменних печей прийнятий розподільвач шихти із сухим ущільненням. Пристрій розподільвачів шихти для печей різного об'єму в основному однаковий, але воронки виготовляються різних розмірів відповідно обсягам скіпів. Розподільвач



Рисунок 6.5 – Схема роботи скіпового підйомника

шихти складається із обертової воронки, малого конусу зі штангою, обертового корпусу, опорного кільця та ін.

Основним елементом розподільвача є обертова воронка, яка складається із двох частин: нижньої литої з марганцевистої сталі і верхньої роз'ємної звареної з листа товщиною 20–30 мм, які облицьовані литими чавунними плитами. Місткість воронки зазвичай перевищує місткість скіпу на 15–30 %. Особливо відповідальним елементом розподільвача є ущільнення між обертовим корпусом і нерухомим опорним кільцем. Це ущільнення, яке передбачене для запобігання виходу газу із міжконусного простору засипного апарату в атмосферу, забезпечено спеціальним подвійним сальником.

Великий конус виконується суцільнолитим із вуглецевої сталі з товщиною стінки 60 мм (рис. 6.6).

Твірна конуса розташована під кутом 53° до горизонталі. Для більш щільного з'єднання конусу із воронкою при закриванні конусу в місці зчленування твірна конуса має більший



Рисунок 6.6 – Загальний вигляд великого конусу доменної печі

кут – 62° . Внизу з внутрішньої сторони конус забезпечений горизонтальним кільцем жорсткості з вертикальними ребрами. Внутрішня поверхня і твірна великого конусу (дотичні поверхні) направляються твердим сплавом.

Газовий затвор являє собою зварену металеву конструкцію, яка виконана зі сталевих листів товщиною 20 мм з потужним нижнім фланцем, яким затвор кріпиться до колошникового кільця, і верхнім фланцем для кріплення до нього опорного кільця розподільвача. Затвор виконується із двох частин з вертикальним роз'ємом. Для запобігання циліндричній частині затвора від стирання шихтовими матеріалами внутрішня поверхня її футерується чавунними плитами товщиною 30 мм.

Конуси засипного апарату піднімаються і опускаються за допомогою важелів, які називають балансирами. Балансири являють собою двоплічні важелі, які можуть повертатися навколо горизонтальної осі. До одного кінця важеля приєднана штанга конусу, а інший кінець важеля через канатну передачу, що з'єднаний з приводом, який встановлений в машинній будівлі. Поєднання кругового руху балансира з прямолінійним рухом конусу вирішується за допомогою системи важелів. Така система забезпечує примусове відкривання конусів, тобто конуси відкриваються приводом, а закриваються під дією контргрузів.

При роботі доменної печі з підвищеним тиском газу в робочому просторі умови експлуатації засипного апарату істотно ускладнюються. Найбільшому зносу піддаються сальникові ущільнювачі зазорів обертового розподільвача, контактні поверхні малого конусу і воронки, захисні кільця штанги малого конусу, контактні поверхні великого конусу і частина штанги великого конусу. Це пояснюється тим, що крім своєї основної функції – завантаження і розподілу матеріалів, засипний апарат виконує функції газового затвору.

6.3. Безконусний засипний апарат

В останні десятиліття доменні печі обладнуються переважно безконусними засипними апаратами. Революцію в розширенні функціональних можливостей розподілу шихтових матеріалів по радіусу печі зробили безконусні завантажувальні пристрої з обертовим лотковим розподільувачем шихти (рис. 6.7). Добре зарекомендували себе на багатьох доменних печах в світі безконусні завантажувальні пристрої фірми компанії "Paul Wurth" (Люксембург).

При цьому шихтові матеріали завантажуються в приймальну воронку, яка поперемінно встановлюється над бункерами.

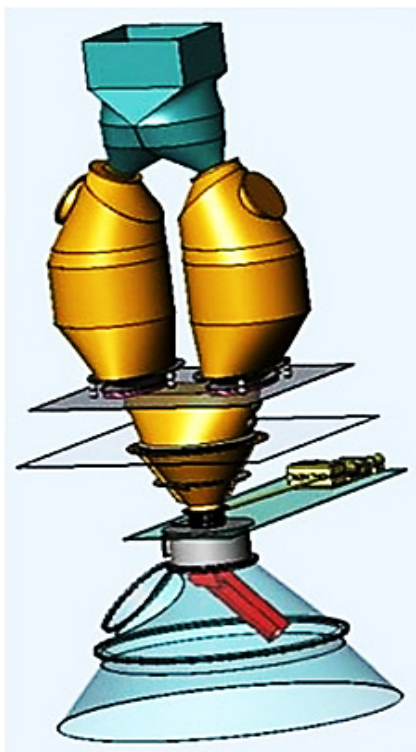


Рисунок 6.7 – Безконусний завантажувальний пристрій

Матеріали через верхній газоушільнювальний клапан надходять у відповідний бункер. Днище кожного бункера закрито шихтовим затвором. Після заповнення бункера матеріалами верхній газоушільнювальний клапан закривається, а нижній газоушільнювальний клапан і шихтовий затвор відкриваються.

При цьому матеріали висипаються на обертовий лоток. За цей час приймальна воронка переміщається, завантажуються другий бункер і цикл повторюється. Обертовий лоток може повертатися навколо горизонтальної осі та змінювати кути нахилу, що дозволяє рівномірно розподіляти матеріали по колу і укласти гребінь рудної частини шихти на необхідній відстані від стін печі.

Зміна кута нахилу обертового розподільного лотка під час висипання матеріалів у піч дає можливість здійснювати наступні режими подачі матеріалів на поверхню засипи: кільцевий, спіральний, секторний і крапковий. Застосовуючи різні режими завантаження порцій залізрудних матеріалів і коксу в циклі подач, можна забезпечити будь-який розподіл рудного навантаження по радіусу печі. Однак завантаження матеріалів із лотка одним струменем робить значний динамічний вплив на поверхню засипу в печі, деформуючи її, особливо при завантаженні залізрудних матеріалів, зокрема окатишів, на поверхню коксу. В цьому випадку спостерігається явище «колапсу» коксу, тобто відкидання його на периферію, що необхідно враховувати при підборі систем завантаження матеріалів таким засипним апаратом.

6.4. Рудний двір

Для забезпечення безперебійної подачі сировинних матеріалів у доменні печі необхідно створювати певний запас матеріалів, які розташовані безпосередньо біля печі. Цей запас створюють на складі, так званім рудним двором. Крім розміщення запасу рудний двір використовується для осереднення матеріалів. Якщо заводська агломераційна фабрика не має свого рудного двору, то сировинні матеріали складаються на рудному дворі доменного цеху.

Рудний двір, як правило, розташовується поблизу доменних печей вздовж їх фронту. Розміри і пристрій рудного двору залежать від кількості матеріалів, які підлягають зберіганню, розташування заводу у відношенні до джерел сировини і способів доставки матеріалів у доменний цех. Сучасний доменний цех, наприклад, що складається з п'яти доменних печей корисним об'ємом 2000 м³ кожна, переробляє за добу близько 40 тис. т сировинних матеріалів. Такий обсяг вантажообігу вимагає повної механізації всіх операцій з транспортування, розвантаження і навантаження сировинних матеріалів.

Сировинні матеріали доставляються на рудний двір доменного цеху залізничним або водним транспортом. Розвантаження матеріалів із вагонів проводиться спеціальним механізмом – вагоноперекидним, який приймає на свою платформу навантажений вагон, закріплює його і перевертає, висипаючи матеріали (рис. 6.8).

Застосування вагоноперекидувачів вирішує питання повної механізації розвантаження матеріалів. У доменних цехах

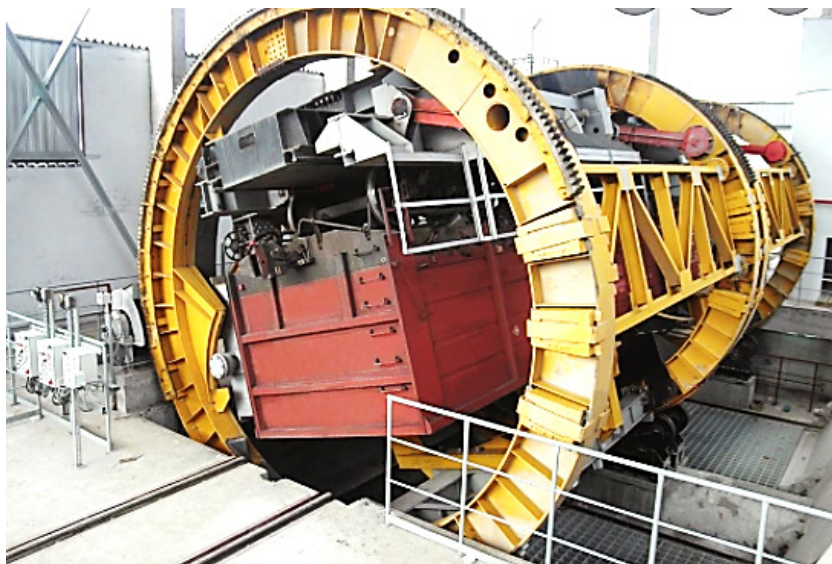


Рисунок 6.8 – Вагоноперекидач

застосовуються баштові пересувні і роторні стаціонарні вагоноперекидувачі.

При доставці матеріалів водним шляхом використовуються судна-рудовози, які розвантажуються спеціальним краном – грейферним розвантажувачем суден.

Рудний двір обслуговується кранами-перевантажувачами, які перекривають своїми прольотами всю його ширину і пересуваються по всій його довжині. Ці крани призначені для перевантаження матеріалів із рудної траншеї в штабелі, осереднення руд і перенесення матеріалів з рудного двору на бункерну естакаду.

Рудний перевантажувач являє собою кранове спорудження, яке призначене для обслуговування рудного двору доменного цеху. Перевантажувач, який переміщується по рейковому шляху вздовж рудного двору, може виконувати наступні операції: переміщати шихтові матеріали з приймальної траншеї на рудний двір і штабелювати їх, виробляти осереднення матеріалів, перевантажувати осереднені матеріали з рудного двору в бункера доменної печі, завантажити матеріали для відправки на агломераційну фабрику.

Вздовж мосту крана прокладені рейки для пересування грейферного візка. Вантажозахватним органом візка є грейфер (рис. 6.9).

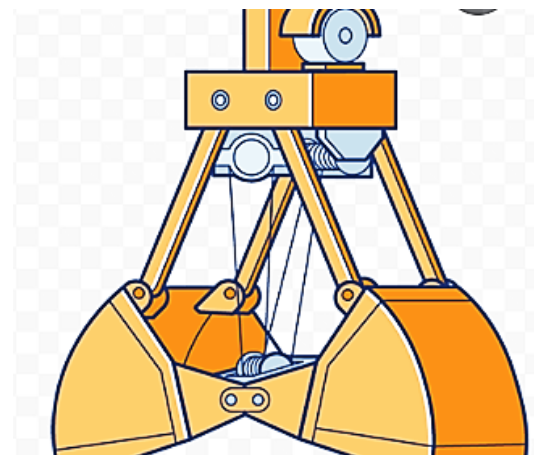


Рисунок 6.9 – Грейфер

Грейфер складається із пари щелеп, які шарнірно з'єднані з корпусом. Через тяги щелепи з'єднані з обоймою рухомих блоків поліспасту, верхні блоки якого закріплені в корпусі грейфера. Грейфер зазвичай підвішують на чотирьох канатах, два з яких закріплені на корпусі та називаються канатами підйому, а два інших, що огинають блоки поліспасту всередині грейфера, служать для закривання і відкривання щелеп і називаються канатами замикавання.

Питання для самоконтролю

1. Які основні функції виконує скіповий підйомник?
2. Як працює грохот для відсіву коксової дріб'язку?
3. Як функціонує двоконусний засипний апарат? Які основні функціональні елементи він включає?
4. З якою метою на практиці встановлюють над чашею великого конусу розподільувач шихти?
5. Який об'єм малого конусу в порівнянні з обсягом скіпу?
6. Як функціонує безконусний засипний апарат і як він забезпечує рівномірність розподілу шихти по перерізу доменної печі?
7. Які режими подачі матеріалів у піч дозволяє реалізувати технологія зміни кута нахилу обертового розподільного лотка під час висипання матеріалів у піч?
8. Як забезпечується осереднення рудних матеріалів на рудному дворі доменної печі?
9. За допомогою якого агрегату здійснюється розвантаження залізничних вагонів із рудою?
10. З якою метою застосовується грейфер і яким чином він функціонує?

ЛИВАРНИЙ ДВІР І ЙОГО ОСНОВНЕ ОБЛАДНАННЯ

Для прибирання продуктів доменної плавки – чавуну і шлаку – біля доменної печі влаштовується спеціальний майданчик, який називається ливарним двором.

7.1. Призначення ливарного двору

Сучасний ливарний двір являє собою майданчик, що розташований біля горну доменної печі, який призначений для розміщення жолобів для чавуну і шлаку. По цих жолобах чавун і шлак із льоток направляються до ковшів, які встановлюються під зливними носками на залізничних коліях.

Розміри ливарного двору визначаються площею, яка необхідна для розміщення жолобів, відповідно до необхідного при даній продуктивності доменної печі кількістю ковшів, що встановлюються в ряд вздовж ливарного двору, кількістю льоток і конструкцією жолобів.

Робочий майданчик ливарного двору фактично є продовженням робочого майданчика горну, який призначений для обслуговування пристроїв, що подають повітря в доменну піч. Цей майданчик розташовується на 1,5 м нижче осі повітряних фурм і перекривається спеціальною спорудою, яка називається піддоменником.

Робочий майданчик ливарного двору виконується із залізобетонних плит, що спираються на колони. Будівля ливарного двору складається з металоконструкцій, які спираються на фундамент, і зверху покрита дахом, що несе на собі аераційний ліхтар. Вздовж будівлі розташовані балкони для обслуговування жолобів, управління відсічними пристроями жолобів і спостереження за наповненням ковшів чавуном і шлаком.

На робочому майданчику ливарного двору крім різних жолобів для чавуну і шлаку, а також відсічних пристроїв, розташоване обладнання для відкривання і закривання чавунних і шлакових льоток.

Для обслуговування ливарного двору є мостовий магнітно-грейферний кран. Однак зона дії мостового крана звичайного типу охоплює всього 40–70 % площі ливарного двору. На великих доменних печах встановлюються спеціальні мостові крани (радіально-хордовий, кільцевий), які переміщуються навколо печі, що дозволяє значно підвищити рівень механізації робіт на ливарному дворі.

Всередині будівлі ливарного двору розташовані залізничні колії для установки чавуновозних і шлаковозних ковшів, а також для подачі допоміжних вантажів.

7.2. Жолоби для чавуну і шлаку

Жолоби для чавуну і шлаку, що розміщені на робочому майданчику ливарного двору, призначені для транспортування чавуну і шлаку, які випускаються із відповідних льоток, у чавуновози і шлаковози, що встановлені під зливними носками жолобів.

Від чавунної льотки відходить головний жолоб. Для поліпшення зливу чавуну головний жолоб розташовують з уклоном 8–10 %. Жолоб складається з масивних чавунних сегментів, які з'єднані між собою болтами. Всередині жолоб футерується вогнетривкою цеглою (шамотною або вуглецевою) або наливною високоглиноземистою масою. Так як одночасно із чавуном через чавунну льотку з печі виходить і шлак, то в головному жолобі передбачено пристрій для розподілу чавуну і шлаку.

Від головного жолоба відходить шлаковий жолоб (рис. 7.1), див. с. 111, причому відгалуження виконано таким чином, що жолоби для шлаку розташовані вище дна головного жолоба. За шлаковим жолобом встановлюється розділова (скімерна) плита, яка занурена в головний жолоб так, що між дном жолоба і краєм плити залишається невеликий прохід. Для запобігання плити від роз'їдання рідким чавуном її футерують вогнетривкою цеглою.

На деякій відстані від розділової плити встановлюють перевал, який служить для піднімання рівня чавуну в головному жолобі, щоб повністю заповнити чавуном отвір між плитою

і дном-жолоба. Оскільки шлак легший чавуну, то він знаходиться на його поверхні та не може проникнути в отвір між плитою і головним жолобом, а направляється в шлаковий жолоб.



Рисунок 7.1 – Головний жолоб доменної печі

Для виливання з головного жолоба залишків чавуну і шлаку після закриття чавунної льотки служать обвідні жолоби, які відокремлені від головного жолоба відсічними лопатами. Футеровка головного жолоба під впливом чавуну і шлаку швидко виходить з ладу і потребує ремонту. Її ремонт же утруднений, так як на ливарному дворі в області чавунної льотки умови роботи обслуговуючого персоналу важкі через наявність високих температур, газонебезпечної атмосфери і розташування механізмів для обслуговування чавунної льотки.

Для розподілу чавуну і шлаку від головного жолоба відходять жолоби для чавуну і шлаку. Жолоби для чавуну і шлаку також набираються з масивних чавунних виливків, дно і борти яких заправляють піском або вогнетривкою масою.

Для кращого стікання чавуну і шлаку жолоби розташовують з уклоном 6–8 %, а ділянки, що примикають до шлакових льоток, – 20–30 %. Відстань поміж зливними носками жолобів визначається довжиною чавуновозних і шлаковозних ковшів.

Послідовний напрямок чавуну і шлаку від одного ковша до іншого забезпечується відсічними пристроями, які

встановлені біля зливних носків. Відсічний пристрій виконано у вигляді лопати, яка перекидає переріз жолоба.

Пристрій стаціонарних жолобів для розливання чавуну і шлаку вимагає великої площі ливарного двору з розгалуженою мережею жолобів. Більш раціональним є розливання чавуну і шлаку через один зливний носок стаціонарного жолоба із застосуванням хитних або поворотних жолобів. Такий метод розливання дозволяє зменшити довжину стаціонарних жолобів на 70–80 %, скоротити площу ливарного двору, знизити втрати чавуну в скрап, які викликані застиганням чавуну на дні і стінках жолобів, і зменшити обсяг трудомістких робіт з обслуговування та ремонту жолобів.

При використанні хитного жолоба на суміжних залізничних коліях встановлюють основний і допоміжний чавуновозні склади, причому перші ковші обох складів до початку випуску чавуну або шлаку розташовують по осі хитного жолобу, який змонтовано перпендикулярно до залізничних колій.

Чавун або шлак направляються по стаціонарному жолобу невеликої довжини до хитного жолоба, який нахилений в сторону ковшів основного складу. Після наповнення ковшів основного складу хитний жолоб повертається у вертикальній площині в бік ковша допоміжного складу і наповнює його. В цей час перший склад просувається вперед до установки другого ковша під хитний жолоб. Після цього хитний жолоб знову повертається в бік основного складу. Так періодично повторюється поворот жолоба і пересування ковшів до закінчення випуску чавуну і шлаку. Допоміжний склад складається з одного або двох ковшів і служить для забезпечення безперервного розливання чавуну і шлаку в той час, коли пересуваються ковші основного складу.

При розливці чавуну або шлаку за допомогою поворотного жолоба ковші основного складу заповнюються безпосередньо через зливний носок стаціонарного жолоба. Під час пересування ковшів основного складу під носок стаціонарного жолоба підводять шляхом повороту в горизонтальній площині поворотного жолоба, який встановлений над ковшами.

Чавун або шлак зі стаціонарного жолоба через поворотний жолоб потрапляє в ківш допоміжного складу. Після установа

під носок стаціонарного жолоба другого ковша основного складу поворотний жолоб відводять у сторону.

Поворотний жолоб має переваги, завдяки яким він застосовується частіше, ніж хитний. До переваг поворотного жолоба треба віднести:

- а) меншу висоту падіння струменя чавуну і шлаку з носка стаціонарного жолоба та відсутність різкого повороту струменя, що збільшує термін служби футеровки;
- б) кращі умови обслуговування жолоба;
- в) компактність конструкції і меншу її масу.

Для переміщення чавуновозних і шлаковозних составів (поїздів) під час розливання чавуну і шлаку служать спеціальні штовхачі, які встановлені поміж залізничними коліями або пересуваються по залізничних коліях для ковшів.

7.3. Випуск, транспортування і розливка чавуну

Для випуску рідких чавуну і шлаку доменні печі обладнані чавунними і шлаковими льотками. З льоток чавун і шлак потрапляють у жолоби, по яких вони стікають у чавуновозні і шлаковозні ковші.

Розміщення чавунних і шлакових жолобів, а також обладнання, що обслуговує льотки і фурмені прилади, навколо доменної печі розташований ливарний двір. Під ливарним двором розташовані залізничні колії, по яких під зливні носки чавунних і шлакових жолобів подають чавуновози і шлаковози, у ковші яких із жолобів надходять продукти плавки.

У доменних печах з однією чавунною льоткою зазвичай відбувається 8–10 випусків чавуну на добу, на печах з двома льотками 10–14, на печах з трьома-чотирма льотками 15–20. При цьому на печах з двома-чотирма льотками вони працюють послідовно: після закриття однієї льотки відкривають наступну.

Чавунну льотку відкривають за допомогою свердлильної бур-машини, яка видаляє з каналу льотки вогнетривку масу обертовим буром діаметром 70–80 мм. Основою такої машини є несуча

колона, яка кріпиться своєю основою до майданчика ливарного двору. На колоні закріплені з можливістю обертання навколо неї напрямна балка і підтримує її кронштейн. По балці за допомогою приводного механізму пересувається каретка, у якій закріплений змінний бур і механізм його обертання.

Для розкриття льотки повертають навколо колони балку так, щоб бур був спрямований вздовж осі льотки. При цьому за допомогою спеціальної засувки балку кріплять до кожуха печі та включають механізм обертання бура і механізм, що забезпечує рух каретки і бура до осі печі, тобто свердління каналу льотки. Після розкриття каналу льотки бур з неї виводять шляхом пересування каретки вправо і далі.

Діаметр бурів для відкриття льотки зазвичай становить 35–40 мм. При цьому забезпечується організований випуск продуктів плавки при відкритті льотки за 3–5 хв. Як правило витрата бурів для розриття однієї льотки становить 1 або 2 штуки.

Закриття льотки після випуску чавуну здійснюють густою вогнетривкою льотковою масою за допомогою машини для забивання льотки. Льоткові маси для чавунних льоток повинні бути технологічні, володіти корозійною і зносостійкістю при впливі розплаву чавуну і шлаку, мінімальною додатковою усадкою при високій температурі для виключення відшаровування і утворення тріщин, хорошою спікливістю і забезпечувати задану довжину льотки.

На сьогодні на практиці застосовуються в основному безводні льоткові маси, до складу яких входять вогнетривка глина, шамотний порошок, мелений кокс і кам'яновугільна або синтетична смола (19–29 %). У якості пластифікатора (зв'язуючого) використовують синтетичні смоли. В цілому безводні льоточні маси повинні забезпечувати довжину льотки не менше 2,0–2,5 м. При цьому витрата льоткової маси становить 0,6–0,9 кг/т чавуну.

Льотку закривають за допомогою одноциліндрової гармати з електричним приводом – електрогармата (рис. 7.2, див. с. 115). Вона працює за принципом шприца, а її основним робочим органом є циліндр, всередині якого переміщається поршень, що виштовхує льоточну масу через носок. Гармата спирається

на колону, навколо якої її можна повертати за допомогою спеціального механізму. Колона своєю основою закріплена на ливарному дворі в стороні від льотки. Після закриття льотки гармату повертають, відводячи її від льотки.



Рисунок 7.2 – Електрогармата для забивання чавунної льотки

Чавун, який витікає з льотки, по жолобах ливарного двору стікає в ковші чавуновозів, що транспортують його в сталеплавильні цехи або на розливні машини доменного цеху. На практиці застосовуються чавуновози з відкритим грушоподібним або циліндричним ковшем, а також ковші міксерного типу (пересувні міксері). Чавуновіз першого типу показаний на рис. 7.3 (див. с. 116).

Він являє собою залізничний візок із ковшем грушоподібної або циліндричної форми. Ківш встановлюють на візок мостовим краном, піднімаючи за дві цапфи. На візок ківш спирається чотирма цапфами. Місткість ковшів становить 80–140 т. Отвір горловини служить для приймання чавуну, який випускається з доменної печі, і для зливу чавуну з ковша, що здійснюється шляхом нахилу ковша. Такі ковші служать для транспортування чавуну в міксерні відділення сталеплавильних цехів і на розливні машини доменного цеху.

Переваги чавуновозних ковшів міксерного типу полягають у зниженні втрат тепла чавуном при транспортуванні та технологічних переливах. Крім того, міксерний ківш зазвичай вміщує в себе 1–2 плавки (випуску) чавуну. Це значно покращує логістику при перевезенні чавуну в сталеплавильний цех. Чавуновозний ківш міксерного типу представлений на рис. 7.4 (див. с. 117).

У разі необхідності відправляти споживачам товарний чавун у твердому вигляді, його розливають у чушки (злитки) на розливних машинах. Для цього в доменному цеху передбачають розливне відділення, у якому встановлюють кілька розливних машин. Розливна машина (рис. 7.5, див. с. 117) являє собою дві похилі паралельно рухомі конвеєрні стрічки, що огинають зірочки. Кожна стрічка виконана з двох пластинчастих ланцюгів, на яких закріплені металеві форми (мульди). Ланцюги спіраються на ролики, а зірочка з'єднана з приводом, який забезпечує рух стрічки. Кожна мульда одним своїм краєм трохи перекриває



Рисунок 7.3 – Чавуновозний ківш



Рисунку 7.4 – Чавуновозний ківш міксерного типу



Рисунок 7.5 – Машина для розливки чавуну

сусідню, щоб рідкий метал не проливався в зазори між ними. До нижнього кінця машини подається ківш з металом, який при нахилі ковша заливається в мульди. Чавун у мульдах оббризкується водою для охолодження. В верхній частині конвеєру мульди перевертаються, а чушки (злитки затверділого чавуну) вивалюються з них і потрапляють по жолобу на залізничну платформу або у вагонетку.

Перекинуті порожні мульди рухаються в зворотному напрямку, при цьому вони обдуваються парою і обприскуються вапняним молоком. Маса відлитих чушок становить або 18–45 кг, а швидкість руху стрічки становить 10–12 м/хв. При цьому продуктивність машини дорівнює 122–204 т/год.

7.4. Випуск і прибирання шлаку

Із доменних печей об'ємом 3000–5500 м³, які мають чотири чавунні льотки, практично весь шлак випускають через чавунні льотки разом з чавуном у головні жолоби, що обладнані скімером для поділу чавуну і шлаку. Після скіммеру шлак відводиться з головного жолоба по відповідному шлаковому жолобу.

Із доменних печей об'ємом 2700 м³ і менше, які мають 1–2 чавунні і 2 шлакові льотки, шлак випускають як через шлакові льотки (верхній шлак), так і через чавунні (нижній шлак).

По шлакових жолобах ливарного двору шлак надходить або в ковші шлаковозів, що встановлюються під зливними носками жолобів (ковшовий спосіб прибирання шлаку), або на установки припичній грануляції (безковшовий спосіб прибирання). Більшу частину (~95 %) доменного шлаку переробляють і використовують у будівництві.

Ковшове прибирання шлаку застосовується на всіх доменних печах, які будувалися до недавнього часу. При цьому способі прибирання шлак, який випускається з печі, по шлакових жолобах стікає в ковші шлаковозів, що транспортують його на установки переробки рідкого шлаку (грануляційні та інші) і в невеликих кількостях в шлакові відвали. Шлаковоз показаний на рис. 7.6 (див с. 119).



Рисунок 7.6 – Шлаковоз

Він являє собою несамохідний залізничний візок, в опорному кільці якого закріплений знімний шлаковий ківш. Опорне кільце двома цапфами з зубчастими секторами спирається на два лафета візка. Гвинтовий або зубчастий механізм забезпечує поворот опорного кільця з ковшем навколо осі цапф, і тим самим зливання рідкого шлаку з ковша. Шлаковий ківш (чашу) відливають зі сталі, а об'єм ковшів становить 11–16 м³. Більшу частину шлаку при ковшовому прибиранні від печей переробляють шляхом мокрої та напівсухої грануляції, отримуючи гранули розміром 1–10 мм. Гранульований шлак використовують і в якості сировини для виробництва бетону, цементу та ін.

Більш перспективною вважають напівсуху грануляцію, так як вона дозволяє отримувати гранульований шлак зі значно меншою вологістю і з меншою витратою води на грануляцію.

Напівсуху грануляцію здійснюють на гідрожолобних і барабанних установках. На гідрожолобній установці рідкий шлак зі ковша шлаковозу зливають у сталевий жолоб, у який подають струменями воду під тиском 0,4–0,7 МПа, що роздібнює потік шлаку на краплі (гранули), які застигають і відкидаються на склад на відстань до 40 м. На барабанних установках рідкий шлак і потік води подають на лопаті обертового барабану, який роздроблює шлак на дрібні краплі.

Мокру грануляцію здійснюють на басейнових і жолобних установках. Басейнова установка являє собою заповнений водою басейн глибиною 2–6 м і місткістю до 5500 м³. Рідкий шлак зливають у басейн, нахилиючи ківш шлаковоза, а у воді рідкий шлак у результаті її бурхливого випаровування роздробляється на гранули і застигає. На жолобних установках рідкий шлак зливають у жолоб, у який подають воду під тиском 0,15–0,5 МПа, що викликає утворення шлакових гранул.

Частину рідкого шлаку використовують для отримання литого щебеню. При цьому шлак зливають у бетоновану траншею і потім поливають його водою. Застиглий шлак розробляють екскаватором і після дроблення використовують або в якості баласту при будівництві автомобільних шляхів і залізниць, або заповнювача для бетонів. Шлакову пемзу отримують, зливаючи шлак в траншею при зрошенні водяними струменями, що викликає спучування затверділого шлаку і отримання пористого продукту, який використовується в якості наповнювача легких бетонів.

Трохи шлаку відправляють у шлаковий відвал, зливаючи з насипу, на якій прокладено залізничну колію для шлаковозів. Згодом шлак із відвалів переробляють, використовуючи при будівництві шосейних доріг. Із відвального шлаку витягують також чавунний скрап.

Нові й реконструйовані доменні цехи не повинні мати шлакових відвалів, це забезпечує значну економію земельної площі, зменшує забруднення навколишнього середовища і дозволяє отримувати з рідкого шлаку більш цінні продукти – гранульований шлак та ін.

Знову споруджувані доменні печі оснащують установками припічної грануляції, що дозволяє на 15–30 % знизити капітальні витрати та експлуатаційні витрати, насамперед за рахунок скорочення великого парку шлаковозів; зменшити чисельність обслуговуючого персоналу; більш повно використовувати шлак, так як при перевезенні в ковшах 15–30 % шлаку втрачається у вигляді кірок і настилів на ковшах; зменшити забруднення атмосфери в зв'язку з розміщенням установок в закритому

кожусі і уловлюванням у ньому шкідливих сірчистих газів, які виділяються при грануляції.

Доменну піч обладнають двома такими установками, що розташовані симетрично з двох протилежних сторін печі, причому кожна установка має дві автономні робочі лінії; до однієї з них шлак від печі надходить по відгалуженню шлакового жолоба, а до іншої – по робочому отвору.

Питання для самоконтролю

1. Яке основне призначення ливарного двору і його розташування?
2. Яке основне обладнання розташоване на ливарному дворі доменної печі?
3. Як і в якій кількості розташовані жолоби для відводу чавуну і шлаку?
4. У чому полягають основні особливості експлуатації головних жолобів доменної печі?
5. Як здійснюється поділ шлаку і чавуну при випуску на жолобі доменної печі?
6. Який нахил жолоба доменної печі обумовлює краще стікання чавуну і шлаку?
7. Скільки чавунних льоток може бути в доменній печі залежно від її об'єму?
8. Як здійснюється розкриття чавунної льотки? Який діаметр льотки при цьому формується?
9. Як здійснюється закриття чавунної льотки?
10. Як і за допомогою яких ковшів чавун транспортується в сталеплавильний цех і до розливних машин?
11. Які переваги забезпечуються при транспортуванні чавуну в ковшах міксерного типу?
12. Яка продуктивність машини для розливки чавуну і яка зазвичай маса одержуваних чушок чавуну?

ОСНОВИ ПОЗАПІЧНОГО РАФІНУВАННЯ ЧАВУНУ

Перші промислові дослідження позадоменної десульфурзації чавуну були виконані ще в кінці XIX ст., а в XX ст. різні способи десульфурзації чавуну в ковшах набули широкого поширення. До теперішнього часу впроваджена десульфурация є чи не єдиним різновидом позапечного рафінування чавуну, яка в промислових масштабах використовується металургійними заводами України.

8.1. Сучасний стан технології позапечного рафінування чавуну

Наявність на металургійних підприємствах відділень позадоменної десульфурзації чавуну (ВДЧ) дозволяє вирішувати наступні завдання:

- десульфурация товарного чавуну;
- глибока десульфурация переробного чавуну для виплавки низькосірчастих марок сталі;
- усунення періодичного підвищення вмісту сірки в чавуні при стійкій роботі доменних печей, а також наслідків порушень ходу печей, промивань та ін.;
- десульфурация всієї кількості виплавленого чавуну при роботі доменних печей на шлаках пониженої основності з метою зменшення витрати коксу.

З великої кількості реагентів, які можуть застосовуватися для позадоменної десульфурзації чавуну, в промислових масштабах у різний час використовують порошкоподібне вапно, кальциновану соду, карбід кальцію і різні види магнієвих реагентів.

Застосування кожного з цих десульфуратів має свої особливості, найважливіші з яких викладені нижче.

Вапно є найбільш дешевим реагентом, який до теперішнього часу доступний в практично необмежених кількостях. Головним недоліком вапна – висока витрата на обробку, яка залежно

від якості вапна і необхідної глибини десульфурзації металу може досягати 10–15 кг/т чавуну.

При десульфурзації чавуну порошкоподібним вапном в ковші формуються гетерогенні («сухі») шлаки, які містять 40–60 % «королька» (затверділих крапель знеуглецьованого металу). Цим обумовлені великі втрати чавуну зі шлаком, який видаляють з ковша після обробки.

Десульфурация чавуну продувкою порошкоподібним вапном супроводжується також значними втратами температури металу. З цієї причини в киснево-конвертерних цехах виникає необхідність у збільшенні частки рідкого чавуну в металевій шихті та зменшенні частки металевого брухту.

Кальцинована сода (Na_2CO_3) також є порівняно дешевим реагентом. При обробці чавуну содою ковшеві шлаки збагачуються легкоплавким оксидом натрію, в результаті чого різко зменшується їх температура плавлення і в'язкість. Тому втрати чавуну зі шлаком, який видаляють з ковша після десульфурзації, практично повністю відсутні. Найбільш поширеним способом обробки чавуну содою є подача її в ківш під струмінь металу в кількості 2–8 кг/т чавуну. При цьому вміст сірки в чавуні зазвичай не вдавалося отримати менше 0,015–0,020 %, що не відповідає сучасним вимогам сталеплавильного виробництва. Крім того, результати десульфурзації чавуну содою зазвичай були нестабільними, що пояснюється, насамперед, значною зміною кількості та хімічного складу шлаку в ковшах.

У результаті взаємодії содового шлаку з кислою футеровкою чавуновозних ковшів термін служби ковшів зменшувався майже вдвічі. Крім того, в результаті збагачення ковшового шлаку кремнеземом його основність знижувалася, що призводило до десульфурзації чавуну після обробки.

Термічна дисоціація карбонату натрію протікає з поглинанням великої кількості тепла, тому десульфурация чавуну кальцинованою содою також супроводжується значним зниженням температури металу.

Обробка чавуну содою на жолобі доменної печі або в ковші призводить до погіршення санітарно-гігієнічних умов у цеху

в результаті виділення великої кількості шкідливих газів і пилу. Істотним недоліком цього способу десульфурації чавуну є також те, що шлаки з високим вмістом оксиду натрію розчиняються в дощовій воді. Тому вони не можуть бути спрямовані у відвал і вимагають спеціальних способів переробки.

Карбід кальцію (CaC_2) є ефективним десульфуратором чавуну, застосування якого в кількості 1,5–6 кг/т дозволяє знижувати концентрацію сірки в металі до 0,005 % і менше. Використання карбіду кальцію для десульфурації чавуну на металургійних підприємствах України стримується тим, що необхідний для використання в металургійних цілях порошкоподібний карбід кальцію в Україні в промислових масштабах не виробляється. Подрібнення карбіду кальцію на металургійних заводах повинно виконуватися в інертній атмосфері з використанням обладнання, яке виготовлене у вибухобезпечному виконанні, чим обумовлені високі витрати на підготовку цього реагенту.

Десульфурація чавуну карбідом кальцію також супроводжується утворенням у ковшах «сухих» шлаків, у результаті чого збільшуються втрати металу. Є також відомості про те, що при температурі обробленого чавуну нижче 1300...1350 °C спостерігається інтенсивне утворення настилів на стінках чавуновозних ковшів і збільшується обсяг робіт з їх очищення.

Ковшеві шлаки після такої обробки містять значну кількість карбіду кальцію, який не прореагував. Взаємодія їх з атмосферною вологою супроводжується утворенням ацетилену, який забруднює навколишнє середовище і може стати причиною спалахів і вибухів. З цієї причини ковшові шлаки після десульфурації чавуну карбідом кальцію також вимагають спеціальних способів переробки.

Магній є найбільш ефективним і дорогим із застосовуваних промисловістю десульфуратором. Застосування магнію дозволяє знижувати вміст сірки в чавуні до 0,002–0,005 %. При цьому витрати магнію зазвичай не перевищують 1 кг/т чавуну. При обробці чавуну магнієм також можливе утворення «сухих» ковшових шлаків. Але, через малі витрати десульфуратора, кількість додатково утворюючого шлаку і втрати металу з ним мінімальні.

Головними недоліками технології десульфурації чавуну магнієм є необхідність значного недоливу поданих під обробку ковшів і велика кількість пилогазових викидів. Однак, утворені при такій обробці пил і ковшові шлаки не токсичні і не вимагають спеціальних способів очищення і переробки. На ранніх етапах розвитку позадоменної десульфурації чавуну при виборі реагентів орієнтувалися, головним чином, на вартість десульфуратора. Тому в якості найбільш перспективних десульфураторів чавуну довгий час розглядали порошкоподібне вапно та кальциновану соду.

У 80-х роках XX століття роботами співробітників Інституту чорної металургії МЧМ СРСР (зараз – Інститут чорної металургії ім. З. І. Некрасова НАН України, м. Дніпро) і ряду зарубіжних фірм було показано, що з урахуванням супутніх витрат (втрати чавуну з ковшовим шлаком, які обумовлені зниженням температури чавуну, зміна складу металевої шихти, витрати на переробку ковшових шлаків та ін.) при глибокій десульфурації чавуну найменші витрати спостерігаються при використанні магнію. При цьому витрати, які пов'язані з десульфурацією чавуну різними реагентами, збільшуються в наступній послідовності: магній → карбід кальцію → кальцинована сода → порошкоподібне вапно.

З цієї причини в останні 10–15 років у світі вводяться в експлуатацію ВДЧ, які спроектовані переважно для десульфурації чавуну продувкою гранульованим магнієм або сумішами магнію з порошкоподібним вапном, або карбідом кальцію. В останньому випадку магній виступає в якості основного десульфуратора, а порошки вапна і карбіду кальцію виконують допоміжні технологічні функції.

На металургійних підприємствах України магній в даний час є чи не єдиним реагентом, який застосовується для десульфурації чавуну в промислових масштабах.

Згідно з даними техніко-економічних досліджень при глибокій десульфурації чавуну магнієм вартість десульфуратору складає 80–90 % сумарних витрат на обробку.

З цієї причини не набули широкого поширення розроблені в 90-х роках XX ст. технології десульфурації чавуну, які

засновані на подачі магнію в метал в складі порошкового дроту. Виготовлення порошкового дроту, що містить магній, є дорогою операцією, яка збільшує вартість десульфуратора більш ніж у 2 рази. Прикладом може служити досвід ПАТ «Маріупольський металургійний комбінат ім. Ілліча». У ВДЧ цього підприємства десульфурацію чавуну проводять у 140 т чавуновозних ковшах із використанням порошкового дроту діаметром 10 мм, що містить 150–160 г/м оболонки зі сталі 08Ю або 08кп, 28–35 г/м гранульованого магнію і 78–85 г/м застосовується в якості пасивованої добавки ставролітового концентрату.

Використання цієї технології виправдано при необхідності періодичної обробки невеликих об'ємів металу, а також при обробці чавуну в ковшах малого тоннажу в ливарних цехах металургійних машинобудівних заводів.

У ВДЧ, які вводяться в експлуатацію в останні роки, гранульований магній вдувають у метал через фурми, які занурені в розплав фурми, в потоці газу, що транспортується. Водночас, з огляду на високу вартість реагенту, металургійні підприємства відмовляються від десульфурації металу магнієм в чавуновозних ковшах і прагнуть виконувати цю операцію у великих заливальних ковшах сучасних сталеплавильних цехів, що дозволяє значно знизити питомі витрати магнію і затрати на обробку.

У 80-х роках ХХ ст. були розроблені і пройшли широке промислове випробування технології позапічної дефосфорації чавуну окислювальними шлакоутворюючими сумішами, а також способи комплексного рафінування чавуну, які дозволяють одночасно проводити дефосфорацію і десульфурацію металу. Одночасно були розроблені способи знекремнювання чавуну в реакційних жолобах і чавуновозних ковшах, які можуть бути використані як у якості самостійної технологічної операції, так і в якості одного з етапів підготовки чавуну до позапічної дефосфорації.

Зараз технології позапічної дефосфорації, комплексного рафінування і знекремнювання чавуну в промислових масштабах використовуються, головним чином, металургійними підприємствами Японії і КНР.

8.2. Десульфурація чавуну магнієм у чавуновозних ковшах

У ВДЧ в чавуновозних ковшах, які вводяться в експлуатацію в останні роки, гранульований магній вдувають у метал через фурми, які занурені в розплав, у потоці транспортуемого газу. У якості газу, що транспортується, зазвичай використовують азот або повітря, а значно рідше аргон.

Розроблена Інститутом чорної металургії ім. З.І.Некрасова НАН України технологія десульфурації металу в чавуновозних ковшах передбачає вдування гранульованого магнію в чавун без добавок через фурми з випарними камерами (рис. 8.1, див. с. 128).

В останні роки на металургійних підприємствах України та Китаю введено в експлуатацію побудовані за ліцензіями зарубіжних фірм ВДЧ, у яких чавун продувають сумішшю гранульованого магнію і порошкоподібного флюїдизованого вапна в співвідношенні 1:(3–5) через фурми з постійним перерізом каналу.

Вимоги різних підприємств до хімічного складу флюїдизованого вапна, яке застосовується при десульфурації чавуну, представлені в табл. 8.1.

Таблиця 8.1 – Відомості про хімічний склад флюїдизованого вапна

Найменування підприємства	Масова доля компонентів, %						втрати при прогартовуванні
	CaO	MgO	SiO ₂	S	CO ₂	H ₂ O	
Almamet GmbH	92–98	0,5–2,0	0,1–1,0	<0,1	<2,0	<1,5	<2,5
Voestalpine Stahl GmbH	94	2	—	—	—	—	—
БАТ «Северсталь»	95,5	0–3	0–3	<0,05	—	—	—
ТВО «Завод металургійних реагентів» (м. Кушва, Свердловська обл.)»	>95	—	—	—	—	—	<2,5
ДП «Укргіпрометз»	>92**	—	<0,5	<0,03	—	—	<2,0
БАТ «Алчевський металургійний комбінат» (ТУ У 26.5-00193714-042-2001)	>94	—	—	<0,04	—	—	<0,8

Примітка: * Хімічно зв'язана Н₂O; ** Активний СаО.

Із наведених даних видно, що цей матеріал відрізняється високим вмістом оксиду кальцію, низьким вмістом сірки і малими втратами при прогартуванні. В процесі помелу вапно обробляють силіконовим маслом. У результаті такої обробки збільшується текучість порошку (кут природного укусу не більше 25°), зменшується схильність вапна до гідратації при взаємодії з атмосферою вологою.

Освоєння технології десульфурації чавуну продувкою сумішшю гранульованого магнію і порошкоподібного вапна вимагає

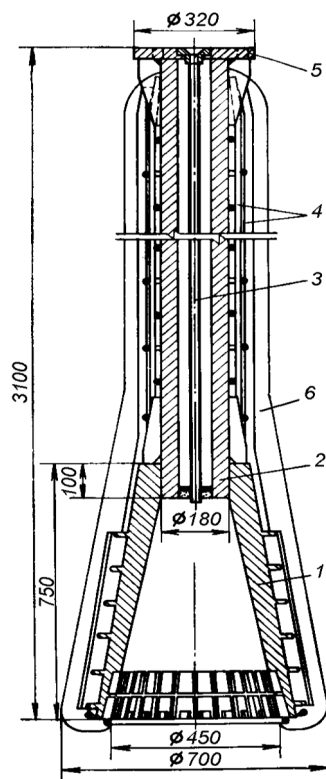


Рисунок 8.1 – Фурма з випарною камерою для обробки чавуну гранульованим магнієм без добавок:
1 – випарна камера; 2 – несуча труба; 3 – канал; 4 – арматура;
5 – фланець; 6 – вогнетривка обмазка

додаткових капітальних витрат, які пов'язані з необхідністю будівництва на підприємстві ділянки для підготовки флюїдизованого вапна. Крім того, при використанні цього способу обробки збільшуються витрати на десульфуратор, а також кількість ковшового шлаку і втрати чавуну з ним.

При цьому ефективність десульфурації металу при продувці гранульованим магнієм без добавок і сумішшю гранульованого магнію і флюїдизованого вапна істотно не відрізняється.

Один із можливих варіантів розташування основного технологічного обладнання ВДЧ продувкою гранульованим магнієм без добавок показаний на рис. 8.2 (див. с. 130).

ВДЧ являє собою трипрольотну будівлю, в якому розташовані проліт десульфурації і скочування шлаку, проліт заміни шлакових чаш, а також проліт бункерів і дозаторів із матеріалами для коригування складу ковшового шлаку. В прольоті десульфурації і скочування шлаку встановлений підвісний кран вантажопідйомністю 5 т, за допомогою якого здійснюють операції транспортування фурм, перевантаження гранульованого магнію і підйомно-транспортні операції при виконанні ремонтних робіт. До цього прольоту примикає проліт заміни шлакових чаш, у якому встановлений мостовий кран вантажопідйомністю 100/30 т.

У ВДЧ продуктивністю 4,0–4,5 млн т/рік зазвичай розташовуються 3 поста десульфурації і скочування шлаку. До складу кожного з них входять пристрої для введення в розплав двох робочих фурм, пристрої для вимірювання температури і відбору проб чавуну, модуль-дозатор гранульованого магнію, підйомна кришка ковша, кантувач ковшу, машина скочування шлаку, візок для переміщення шлакової чаші та витяжні бортові відсмоктувачі газів, що відходять.

Головним робочим майданчиком установки є перекриття камери десульфурації і скочування шлаку (відм.+7200 мм). На цьому майданчику розташовані пристрої для введення фурм в розплав, приміщення для пультів управління, склад гранульованого магнію і стенд для обслуговування фурм. Над пультами управління розташований майданчик, на якому встановлені

модулі-дозатори гранульованого магнію, прокладені системи електропостачання, подачі транспортуючого газу тощо. Ешелон із чавуновозними ковшами подається з доменного цеху по залізничній колії. Після установки ковшів на позицію обробки в камері десульфурації чавуновози фіксують «башмаками», а тепловоз від'їжджає від камери на відстань не менше 10 м. Потім включають димососи в системі аспірації, в кожному ковші проводять замір температури чавуну і відбір проби металу

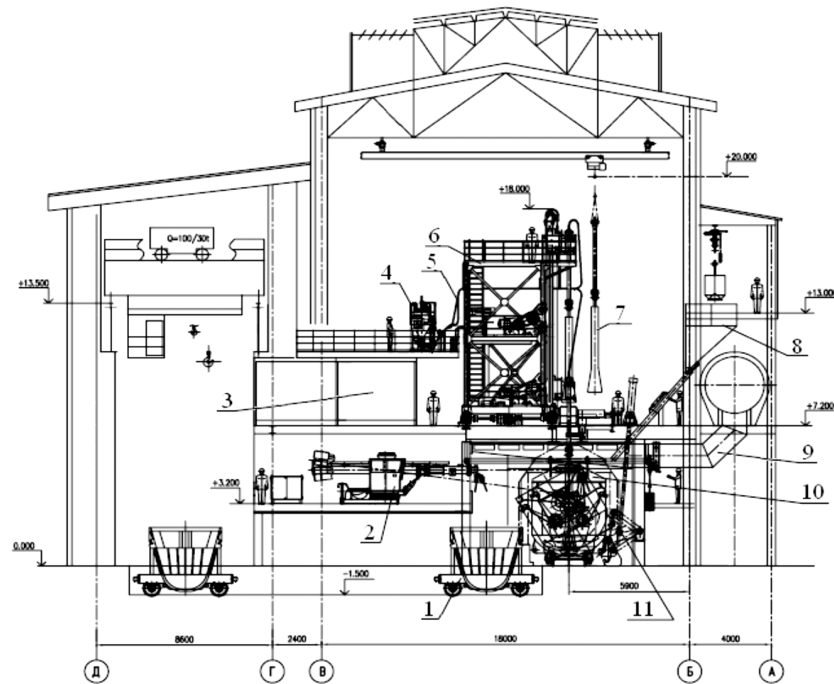


Рисунок 8.2 – Схема обладнання відділення десульфурації чавуну магнієм у чавуновозних ковшах:

- 1 – візок для переміщення шлакової чаші; 2 – машина скочування шлаку; 3 – приміщення для пульту управління; 4 – модуль-дозатор гранульованого магнію; 5 – трубопровід подачі магнію; 6 – пристрій для введення фурм у розплав; 7 – фурма; 8 – бункер шлакоутворюючих добавок; 9 – патрубок для відводу газів, що відходять; 10 – кришка ковша; 11 – кантувач ковша

для хімічного аналізу. Візуально контролюючи стан ковшового шлаку, оператор установки приймає рішення про необхідність використання коригувальних добавок. Після подачі необхідної кількості шлакоутворюючих ківш накривають кришкою. Отримавши дані про масу, хімічний склад і температуру чавуну в кожному з ковшів, оператор установки вводить ці дані в автоматичну систему управління (АСУ), яка визначає необхідні для обробки витрати магнію. Після цього на одну з фурм посту десульфурації подають газ, що транспортується, із витратою $160 \text{ нм}^3/\text{год}$, опускають її в метал, знижують витрату газу до $30\text{--}50 \text{ нм}^3/\text{год}$ і починають подачу магнію. Після видачі розрахункової кількості десульфуратора подачу магнію припиняють. Фурму витягують із ковша і піднімають у верхнє положення, після чого припиняють подачу газу на фурму.

Після закінчення продувки кришку ковша піднімають у верхнє положення. За допомогою кантувача ківш нахилиють у сторону шлакової чаші, в яку з максимально можливою повнотою видаляють ковшовий шлак. Після скочування шлаку ківш повертають у вертикальне положення, проводять замір температури і відбір проби чавуну для хімічного аналізу. Якщо в якомусь із ковшів вміст сірки в металі виявиться вище необхідного, то може бути проведена додаткове продування, після чого состав з чавуновозними ковшами відправляють у сталеплавильний цех.

У ВДЧ описаної вище конструкції ковші під час десульфурації і скочування шлаку розташовуються на залізничних чавуновозах. Не менш поширеними є ВДЧ, у яких операції десульфурації і скочування шлаку виконуються на окремих стаціонарно встановлених стендах.

У цьому випадку ВДЧ продуктивністю $4,0\text{--}4,5 \text{ млн т/рік}$ являє собою однопролітну будівлю, в якій встановлені мостові крани вантажопідйомністю 180 т , що виконують всі операції з перестановки ковшів, заміни фурм, а також вантажопідйомні роботи під час ремонтів. У будівлі розташовані два пости десульфурації, кожен з яких має камеру десульфурації і рухоме самохідне перекриття, яке переміщається по рейках, що прокладені по бічних стінках камер десульфурації. Перекриття має вбудований

витяжний зонт із газоходом і підйомну кришку ковша. Зверху на самохідному перекритті змонтовані пристрої для введення в розплав двох робочих фурм, вимірювання температури і відбору проб чавуну. Модуль-дозатор гранульованого магнію встановлюється на майданчиках пристрою для введення фурм в розплав.

Скочування шлаку (рис. 8.3) виконується на двох окремих постах, які розташовані поруч із камерами десульфурації. Кожен з них включає стаціонарний кантувач ковша, стенд для установки шлакових чаш, машину скочування шлаку і витяжний зонт для видалення димових газів.

Ешелон із чавуновозними ковшами надходить з доменного цеху по одному з двох залізничних колій. Мостові крани знімають ковші з чавуновозів і встановлюють їх на постановочні стенди в камерах десульфурації. Після установки ковша на стенд самохідне перекриття, що переміщається по рейках, накриває камеру десульфурації. Після цього включаються димососи в системі аспірації, кришка ковша опускається в нижнє положення і починається обробка чавуну магнієм.



Рисунок 8.3 – Машина для скочування шлаку гребком

Після отримання необхідного вмісту сірки в чавуні кришку піднімають у верхнє положення, а самохідне перекриття переміщається, відкриваючи камеру десульфурації. Мостовий кран знімає ківш із постановочного стенду і встановлює його на стаціонарному кантувачі одного з постів скочування шлаку. Після включення димососу ківш нахиляють у сторону шлакової чаші, в яку з максимально можливою повнотою видаляють ковшовий шлак. Після скочування шлаку ківш повертають у вертикальне положення, мостовий кран знімає його з кантувача і встановлює в залізничному чавуновозі.

Дещо рідше зустрічаються однопролітні ВДЧ, які обладнані мостовим краном вантажопідйомністю 180 т, двома самохідними вагоновозами з гідравлічними кантувачами ковшів, однією камерою десульфурації і двома постами скочування шлаку.

8.3. Десульфурація чавуну магнієм у великих розливних ковшах

У зв'язку з високою вартістю магнію в останні роки металургійні підприємства відмовляються від десульфурації металу в чавуновозних ковшах і виконують цю операцію у великих заливальних ковшах сталеплавильних цехів.

Серед головних причин, які дозволяють істотно скоротити витрату магнію при обробці чавуну у великих заливальних ковшах, можна виділити такі:

- перехід до десульфурації чавуну у великих заливальних ковшах дозволяє збільшити глибину введення магнію в метал до 4 м і більше, в той час, як при обробці в 140-т чавуновозних ковшах вона зазвичай не перевищує 2,0–2,3 м;
- у заливальних ковшах десульфурація чавуну проводиться при мінімально можливій температурі і, отже, низькій окисленості металу, який обробляється;
- при обробці чавуну в заливальних ковшах з'являється можливість регулювання необхідної глибини десульфурації металу для кожної плавки.

Переходу до десульфурації металу в заливальних ковшах багато в чому сприяло й те, що для доставки чавуну з доменного цеху металургійні підприємства почали використовувати ковші міксерного типу.

При обробці чавуну в ковшах міксерного типу можлива глибина введення магнію в метал менша, ніж в чавуновозних ковшах звичайної конструкції. Крім того, значні труднощі виникають при видаленні сірчастого шлаку з міксерних ковшів після обробки.

Організацію робіт з десульфурації чавуну у великих заливальних ковшах можна розглянути на прикладі сучасного киснево-конвертерного цеху. Це підприємство першим з металургійних заводів України освоїло технологію десульфурації чавуну продуванням сумішшю гранульованого магнію і порошкоподібного флюїдозованого вапна в 300-т заливальних ковшах конвертерного цеху з використанням обладнання, яке виготовлене за ліцензією фірми "Polysius AG" (Німеччина).

В основній будівлі конвертерного цеху встановлені два 300-т конвертера комбінованого типу. Поблизу конвертерів розташовані два відділення десульфурації продуктивністю 3 млн т/рік кожне. До складу кожного із відділень десульфурації входять дві камери десульфурації та скочування шлаку, а також і власне відділення переливу чавуну.

Організація робіт по десульфурації чавуну в конвертерному цеху пояснюється схемою на рис. 8.4 (див. с. 135).

Гранульований магній і порошкоподібне вапно в спеціальних автоцистернах доставляють на розвантажувальну станцію, яка розташована в окремій будівлі відділення зберігання матеріалів, і пневмотранспортом перевантажують у бункери запасу ємністю 100 м³, один з яких призначений для зберігання магнію, а два інших – вапна. В якості транспортуючого газу при перевантаженні й інжектуванні реагентів у метал використовується азот під тиском не менше 1 МПа. Щоб уникнути підсмоктування повітря в бункерах запасу постійно підтримують надлишковий тиск. Бункер запасу гранульованого магнію додатково обладнаний датчиком для визначення вмісту кисню в атмосфері і термопарою. При збільшенні вмісту кисню в атмосфері бункера запасу

магнію до 1,0 % і температури до 150 °С проводиться очисна продувка бункеру азотом.

Із бункерів запасу матеріали самопливом надходять у 3 проміжних пневмокамерних насоси-транспортери ємністю 1 м³, кожен з яких з'єднаний з одним із бункерів запасу і призначений для передачі реагентів в один із добових бункерів запасу відділень десульфурації.

У кожному з відділень десульфурації є 3 добових бункера запасу ємністю 10 м³, один із яких призначений для гранульованого магнію, а два інших – для порошкоподібного вапна. Так само як і бункери запасу відділення для зберігання матеріалів, добові бункери запасу відділень десульфурації обладнані

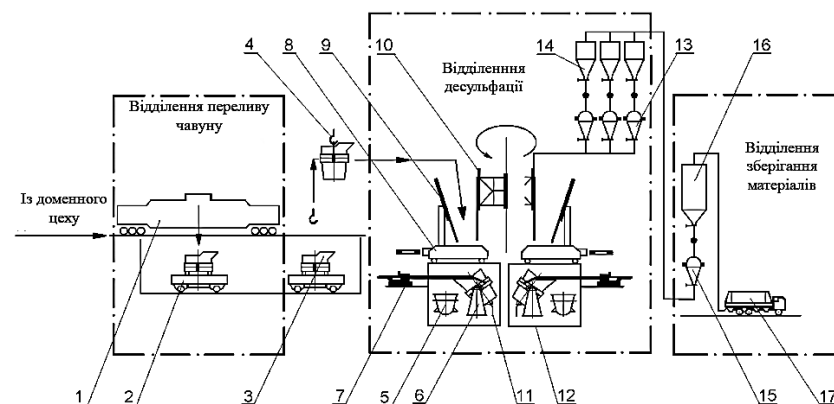


Рисунок 8.4 – Схема організації робіт по десульфурації чавуну в конвертерному цеху:

- 1 – міксерний чавуновозний ківш; 2 – самохідний чавуновіз;
- 3 – заливний ківш; 4 – транспортування ковша краном у камеру десульфурації; 5 – шлакова чаша на стенді; 6 – кантувальний стенд заливального ковша; 7 – машина для скочування шлаку;
- 8 – платформа-кришка камери десульфурації з патрубком для відводу відпрацьованих газів; 9 – фурма-зонд; 10 – фурма для вдування реагентів у чавун; 11 – трубопровід подачі азоту для донної продувки; 12 – камера десульфурації; 13 – пневмокамерний насос для вдування десульфуратів у чавун; 14 – добовий бункер запасу десульфуратів;
- 15 – проміжний пневмокамерний насос-транспортер; 16 – бункер запасу десульфуратів; 17 – автоцистерна

датчиками рівня матеріалів і ваговим таблом для контролю маси матеріалів у бункері.

Із добових бункерів запасу десульфуратори самопливом поступають у пневмокамерний насос для вдування в чавун гранульованого магнію ємністю 1 м³ і 2 пневмокамерних насоса для вдування порошкоподібного вапна ємністю 2 м³. Із цих насосів гранульований магній і порошкоподібне флюїдозоване вапно надходять у пневмотрасу, де відбувається їх змішування, після чого реагенти вдуваються в метал в масовому співвідношенні 1:3.

Для вдування десульфураторів у чавун застосовуються футеровані жароміцним бетоном двосоплові фурми довжиною 6500 мм. Сопла діаметром 12 мм розташовані під кутом 90° до поздовжньої осі фурми в одній площині. Відстань від осі сопел до нижнього торця фурми становить 150 мм.

Для доставки чавуну з доменного цеху використовуються 350-т чавуновозні ковші міксерного типу, які надходять у відділення переливу чавуну конверторного цеху по двох залізничних коліях, що прокладені по обидва боки від ями переливу. В ямі переливу на позначці прокладений рейковий шлях, що з'єднує відділення переливу чавуну з завантажувальним прольотом цеху. Цим шляхом переміщається самохідний чавуновіз, який призначений для транспортування 300-т заливального ковша, в днище якого поблизу стінки діаметрально протилежної зливного носка встановлені дві пористі пробки для продувці металу азотом. При переливі металу з чавуновозного ковша в заливальний рівень вільного борту ковша повинен становити не менше 500 мм.

Після переливу чавуну в заливальний ківш чавуновоз переміщається в завантажувальний проліт. За допомогою мостового крану вантажопідйомністю 470+100/20 т ківш знімається з чавуновоза і встановлюється на кантувальному стенді в камері десульфуратії. При наявності в ковші великої кількості шлаку перед обробкою може проводитися скочування шлаку із заливального ковша.

Для цього стенд з ковшем за допомогою гідроциліндра нахилляють у сторону зливного носка ковша, під яким встановлена

шлакова чаша. При появі шлаку на зливному носку подальший нахил ковша припиняють і проводять часткове скочування шлаку за допомогою машини скребкового типу. Під час скочування шлак віддувається в бік зливного носка ковша шляхом продування металу азотом через пористі пробки в днищі з витратою 60 нм³/год на кожне з продувальних пристроїв.

Витрати десульфураторів на обробку ковша визначаються технологічним процесом на підставі результатів хімічного аналізу проб металу, які відібрані з міксерного ковша в доменному цеху після останнього наливу чавуну. При цьому співвідношення між питомими витратами магнію і вапна на обробку можна задати в межах 1:(5–7).

Перед початком обробки над камерою десульфуратії встановлюють самохідне перекриття, на якому змонтовані фурма-зонд для відбору проб і виміру температури чавуну, а також захисна кришка ковша з патрубком для відводу газів, що відходять. Після цього кришку ковша опускають, включають систему газоочистки в робочому режимі і починають опускати продувну фурму.

У першому проміжному положенні (1000 мм від верху ковша) відбувається автоматична зупинка фурми і починається подача азоту. Потім фурму опускають у друге проміжне положення (300 мм від верху ковша). При цьому знову відбувається автоматична зупинка і починається подача вапна. Після цього фурму занурюють в обробляючий метал. При висоті фурми над днищем ковша, яка дорівнює 300 мм, відбувається автоматична зупинка і після видачі 50–70 кг вапна починається подача магнію. Зазвичай швидкості подачі магнію і вапна складають відповідно 12 і 36 кг/хв, а витрати газу, що транспортується, – 50–60 нм³/год. Після видачі розрахункової кількості магнію в метал вдувають залишену кількість вапна. При цьому тривалість десульфуратії 250–280 т чавуну становить 10–20 хв залежно від вихідної концентрації сірки в металі та необхідного вмісту її по закінченню обробки.

Після введення в метал розрахункової кількості десульфураторів фурму піднімають у друге проміжне положення, де відключають подачу вапна. Потім фурму піднімають у перше проміжне положення і 2–3 рази протягом 2–3 с подають через фурму азот

під тиском 1 МПа для очищення сопел фурми. Після цього фурму піднімають у вихідне положення, не припиняючи подачу азоту до повного підйому фурми.

Після підйому фурми в початкове положення за допомогою фурми-зонду вимірюють температуру металу і відбирають пробу для визначення вмісту сірки в чавуні, кришку ковша піднімають і нахиляють кантувальний стенд у сторону зливного носка ковша.

Продуваючи метал азотом через пористі пробки в днищі, шлак віддувають від задньої стінки до зливного носка ковша і скочують його в шлакову чашу. Візуальне спостереження за ходом десульфурації чавуну і скочування шлаку ведеться з пульта управління за допомогою відеокамери. Якщо згідно з результатами хімічного аналізу вміст сірки в чавуні в результаті обробки не знизився до необхідного рівня, то проводять повторну продувку.

Загалом, як показують промислові дослідження, в результаті переходу до обробки металу в 300-т заливальному ковші ступінь використання магнію на десульфурацію чавуну збільшується в 1,3–1,4 рази.

8.4. Комплексне рафінування чавуну окисними шлакоутворюючими сумішами

Промислові процеси комплексного рафінування чавуну можна умовно розділити на 2 групи. До першої з них відносяться процеси безперервного рафінування, в яких всі операції позапічної обробки чавуну виконуються в реакційних жолобах на ливарних дворах доменних печей. До другої групи належать процеси, в яких всі операції рафінування виконуються в чавуновозних ковшах. До цієї ж групи більшість авторів відносить технологічні процеси, які включають попереднє знекремнювання чавуну в реакційних жолобах, після чого в чавуновозних ковшах проводять додаткове знекремнювання, дефосфорацію і десульфурацію металу.

Прикладом процесів першої групи може служити технологія позапічної обробки чавуну на одній з доменних печей заводу в м. Касіма (Японія), схема якої наведена на рис. 8.5 (див. с. 139).

З доменної печі 1 чавун надходить у головний жолоб 2, де за допомогою шлаковіддільника 3 доменний шлак відсікають від металу і по жолобу 4 видаляють у шлакові чаші. За шлаковіддільником розташовані фурми 5, які призначені для вдування в розплав реагентів для знекремнювання чавуну. Утворений при знекремнюванні шлак відокремлюють від металу за допомогою шлаковіддільника і направляють у шлакові чаші по жолобу 6. Реагенти для дефосфорації і десульфурації чавуну вдувають у розплав через розташовані за шлаковіддільником фурми 7. Утворений при рафінуванні шлак також відокремлюють від чавуну за допомогою шлаковіддільника і по жолобу 8 направляють у шлакові чаші, після чого метал надходить у чавуновозний ківш 10.

Для знекремнювання чавуну використовують суміш 80 % матеріалів, що містять оксиди заліза (залізорудний концентрат, агломераційний пил, прокатна окалина та ін.),

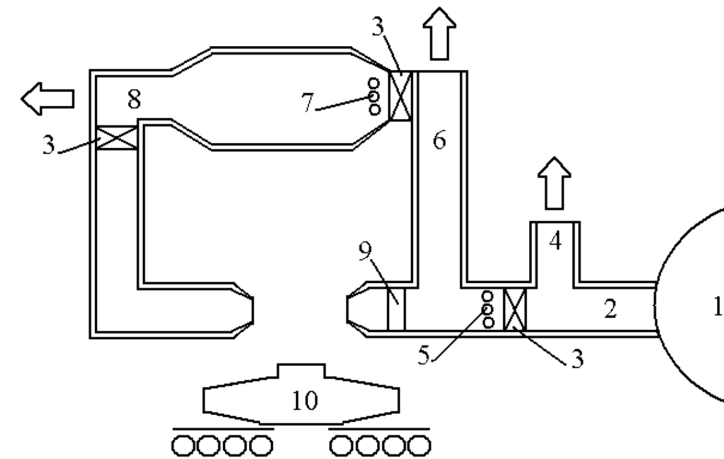


Рисунок 8.5 – Схема комплексного рафінування чавуну на ливарному дворі доменної печі:

- 1 – доменна піч; 2 – головний жолоб; 3 – шлаковіддільник;
- 4 – жолоб для зливу доменного шлаку; 5 – фурми подачі реагентів для знекремнювання чавуну; 6 – жолоб для зливу шлаку після знекремнювання; 7 – фурми подачі реагентів для дефосфорації й десульфурації чавуну; 8 – жолоб для зливу шлаку після рафінування;
- 9 – стопор; 10 – чавуновозний ківш

і 20 % вапна. Уведення вапна до складу суміші для знекремнювання металу дозволяє підвищити активність оксидів заліза і зменшити активність кремнезему в шлаку, який утворюється. При витраті суміші до 40 кг/т вміст кремнію в чавуні знижується з 0,5–0,3 до 0,2–0,1 %.

Найбільш високі показники десульфурації й дефосфорації чавуну досягнуті при використанні суміші, яка містить 40–50 % матеріалів, що містять оксиди заліза, 40–50 % вапна і 10 % плавикового шпату, в кількості 60–75 кг/т. У якості транспортуючого газу при вдуванні порошкоподібних реагентів у метал використовується кисень, витрата якого становить близько 5 м³/т чавуну. Температура металу при використанні описаної вище технології знижується в середньому на 70 °С.

Прикладом процесів другої групи може служити технологія рафінування чавуну в 150-т ковшах міксерного типу на заводі в м. Вакаяма. Доменні печі цього підприємства виплавляють чавун, що містить у середньому 0,35 % Si, 0,10 % P і 0,020 % S. Попереднє знекремнювання чавуну до вмісту кремнію менше 0,15 % проводять на жолобі доменної печі сумішшю порошоків матеріалів, які містять оксиди заліза і вапняку. Утворений при цьому шлак разом з металом надходить у чавуновозний ківш.

Після закінчення випуску ківш транспортують у відділення дефосфорації, де за допомогою вакуумного насоса продуктивністю 300 кг/хв з ковша видаляють шлак із високим вмістом кремнезему. Для подальшого рафінування чавун продувають сумішшю з 20–40 % вапна, 47 % матеріалів, які містять оксиди заліза, і 8 % плавикового шпату, після чого повторно видаляють ковшовий шлак. Повідомляється, що після такої обробки чавун містить 0,025 % P і не більше 0,010 % S. При цьому температура чавуну становить 1280...1350 °С.

Досвід освоєння безперервної комплексної обробки чавуну на жолобі доменної печі показав, що при її використанні, в порівнянні з традиційними методами обробки металу в чавуновозних ковшах, істотно знижуються капітальні витрати, а температура чавуну після безперервного рафінування вище в середньому на 100 °С. Головним недоліком описаних вище

технологій обробки чавуну окислювальними шлаками на основі оксиду кальцію, загальним для процесів першої і другої групи, є необхідність використання рафінуючих сумішей складного хімічного складу та високі їх витрати, які залежно від вихідного вмісту кремнію і фосфору в металі можуть досягати 100 кг/т чавуну і більше.

У ході пошуку шлаків, що володіють більш високими значеннями сульфідної і фосфатної ємності, була показана доцільність використання для обробки чавуну кальцинованої соди. Прикладом процесу, заснованого на комплексному рафінуванні чавуну з використанням кальцинованої соди, може служити технологія обробки металу в 400-т ковшах міксерного типу на металургійному підприємстві в м. Касіма.

Попереднє знекремнювання чавуну ведуть на жолобі доменної печі за допомогою окислювальних сумішей на основі оксидів заліза і марганцю. Утворений при цьому шлак разом із металом надходить у чавуновозний ківш. Після наповнення ківш транспортують у відділення дефосфорації, де проводять остаточне знекремнювання чавуну. З цією метою використовують подрібнений конвертерний шлак, який вдувають у метал в потоці азоту з витратою 400 кг/хв. Утворений при знекремнюванні чавуну шлак видаляють з ковша за допомогою вакуумного насоса продуктивністю 600 кг/хв. Подальше рафінування ведуть шляхом вдування в чавун карбонату натрію в потоці азоту, після чого утворений шлак також видаляють із ковша. При витраті кальцинованої соди до 20 кг/т ступінь дефосфорації й десульфурації чавуну досягає 90 %. Температура чавуну після закінчення комплексного рафінування становить 1210...1220 °С.

Головним недоліком описаної вище технології є те, що шлаки з високим вмістом оксиду натрію вимагають спеціальних способів переробки. Технологія переробки таких шлаків включає наступні основні операції: подрібнення шлаку; вилуговування його промивальною рідиною при температурі 55...75 °С і величиною рН 9–12; продувку отриманої суспензії вуглекислим газом і поділ осаду та фільтрату, з якого випарюванням осаджують карбонат натрію.

Питання для самоконтролю

1. Які основні завдання вирішує впроваджена десульфуратія чавуну?
2. Які основні типи десульфураторів застосовуються для обробки чавуну?
3. Вкажіть основний недолік вапна для десульфуратії чавуну і яка витрата вапна при цьому має місце?
4. Чому магній є найбільш ефективним і дорогим із застосованих промисловістю десульфуратором? Що є головним недоліком магнію в технологічному плані?
5. Опишіть основні особливості десульфуратії чавуну гранульованим магнієм у чавуновозних ковшах.
6. Які технологічні переваги забезпечуються при десульфуратії чавуну флюїдизованим вапном?
7. З якою метою після операції десульфуратії виконується операція скочування шлаку з ковша?
8. Які переваги забезпечує десульфуратія у великих заливальних ковшах сталеплавильних цехів?
9. Яка тривалість процесу десульфуратії в 250–280 т заливальних ковшах?
10. Перерахуйте основні особливості процесів комплексного рафінування чавуну. З якою метою і в яких випадках виконують операції знекремнювання, дефосфорації та десульфуратії чавуну?

**ВОГНЕТРИВКІ СИСТЕМИ
ДЛЯ ВИРОБНИЦТВА ЧАВУНУ**

У сучасних доменних печах використовуються складні функціональні вогнетривкі системи для забезпечення тривалого і безпечного терміну служби, необхідного для забезпечення працездатності печі, а також для забезпечення квазібезперервної її роботи. Для досягнення цих цілей кращі вогнетривкі матеріали поєднуються з іншими важливими функціями, такими як водяне охолодження в самій печі або швидка заміна окремих компонентів обладнання доменного цеху.

9.1. Сучасні рішення для футеровки доменної печі

Умови роботи вогнетривів у доменній печі сильно розрізняються залежно від зони їх розташування.

Для футеровки внутрішньої порожнини доменної печі, як правило, застосовують позонний принцип: у різних зонах застосовуються вогнетривкі матеріали з різним вмістом SiC від 15 до 68 %. При цьому здійснюється двоетапне нанесення футеровки (спочатку виконується футеровка розпару і шахти, а вже потім футеровка зони фурм і заплечиків). Футеровка фурменої зони здійснюється шоткрет-бетоном і ущільнення фурм виконують за одну добу. При цьому наноситься більше 90 т вогнетривких матеріалів.

Тим часом вогнетриви схильні до різних механізмів зносу. При виборі вогнетривів для доменної печі або її допоміжного обладнання вкрай важливо провести аналіз, який включає оцінку механізмів зносу. Важливим є визначення очікуваних умов експлуатації, які можуть негативно вплинути на термін служби футеровки й оцінку всіх зовнішніх факторів, які впливають на характеристики вогнетривів. Тим часом вибір вогнетривів, який заснований виключно на фізико-механічних властивостях, не завжди гарантує успішних експлуатаційних характеристик вогнетривів.

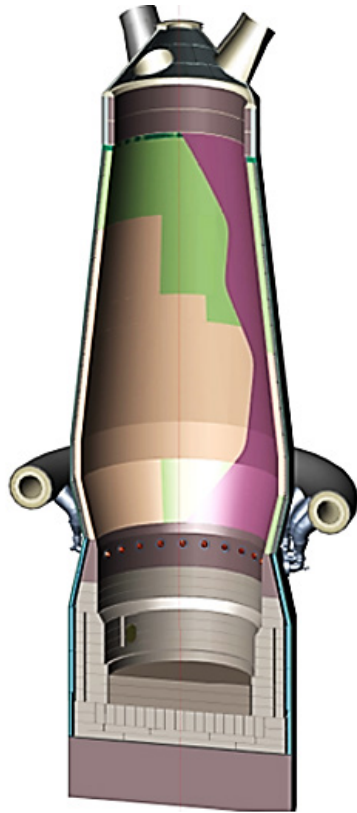


Рисунок 9.1 – Загальна схема футеровки доменной печи

Загальна схема футеровки доменной печи представлена на рис. 9.1.

Тим часом, вогнетривкий виріб являє собою лише одну частину складної взаємопов'язаної системи компонентів і характеристик, і на цю систему протягом терміну її служби додатково впливають багато зовнішні фактори.

Деякими з цих зовнішніх факторів є форма або геометрія футеровки, охолоджуюча здатність і конфігурація, методи роботи і сировина, виробниче середовище і вплив технологічного процесу, а також матеріали футеровки. Товщина і конфігурація футеровки або її склад також можуть бути основним зовнішнім фактором, що негативно впливає на функціональні характеристики, особливо в разі застосування вогнетривів із зовнішнім охолодженням. Ці продукти вимагають ефективного охолодження і безперервної теплопередачі,

щоб підтримувати низькі температури гарячої поверхні. Таким чином, надмірна товщина стінки або складна конфігурація, які призводять до ускладнень теплопередачі, також погіршують умови роботи футеровки.

Внутрішні фактори можуть включати в себе теплове розширення, диференціальні теплові переміщення, механічні та термічні напруження, стійкість до зносу, вогнетривкі властивості та ін.

Розглядаючи ідеальну вогнетривку систему для конкретної зони доменной печи, слід пам'ятати, що технологічні операції

в печі можуть зруйнувати навіть найбільш підходящий матеріал для даної області застосування, не дивлячись на те, що він правильно обраний і належним чином охолоджується. Якщо геометрія доменной печи не зовсім правильна, то зіткнення високошвидкісних газів із захопленими твердими частинками буде інтенсивно руйнувати ділянки футеровки.

Схеми розподілу шихти, які призводять до сильного потоку газу вздовж стінки у верхній її частині, нижній частині, також можуть зруйнувати будь-яку правильно охолоджену і налаштовану вогнетривку систему. Крім того, низька якість матеріалів шихти, може вплинути на форму і розташування зони когезії. Форма когезійної зони також відіграє дуже важливу роль у розподілі потоку газу на стінках і може залежати від типу і кількості палива, що вдувається фурмою. Отже, форма когезійної зони може впливати на потік і швидкість газу в центральній частині в порівнянні зі стінкою і, таким чином, серйозно впливати на термін служби вогнетривів.

Ще один робочий фактор, який може негативно вплинути навіть на найбільш правильно налаштовану вогнетривку систему – це робота в умовах термоцикування, що може привести до термічного пошкодження і втоми вогнетривів, а також до скорочення їх терміну служби.

На рис. 9.2 (див. с. 146) показані основні механізми зносу вогнетривів і ступінь їх впливу по зонах для сучасних доменных печей.

Фактична конфігурація вогнетривів є ще одним зовнішнім фактором, який може вплинути на характеристики вогнетривів, особливо коли вогнетриви охолоджуються тільки з одного боку. Якщо вогнетривка маса має занадто велику товщину, може виявитися неможливим досить ефективно охолодити вогнетривку гарячу поверхню, щоб запобігти хімічний вплив і утворення захисних відкладень.

Здатність до охолодження – ще один важливий зовнішній фактор, який не обмежується типом охолодження. Хороша якість води і висока швидкість можуть запобігти корозії й відкладення на поверхнях, що охолоджуються, а також відкладення органічних матеріалів за довгі роки експлуатації. Бар'єри для ефективної

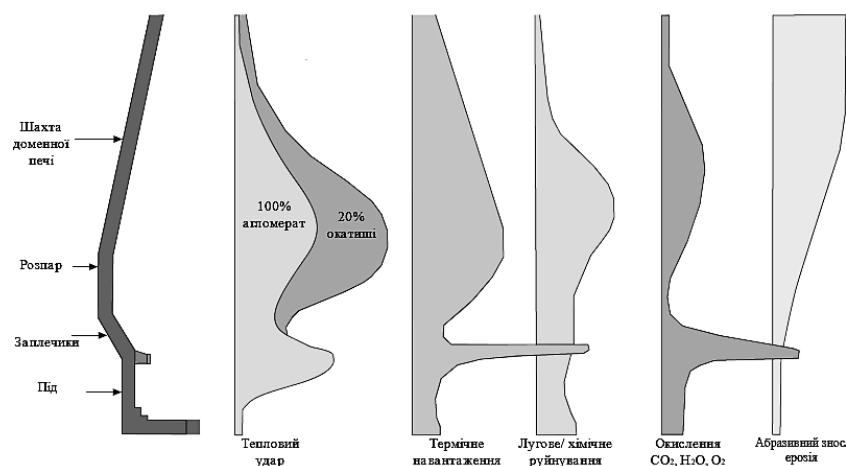


Рисунок 9.2 – Основні схеми зносу вогнетривів доменних печей та їх розташування по зонах

теплопередачі, такі як надмірно товсті утрамбовані шари, неправильно встановлені плашки, повітряні зазори через погану практику установки і т.ін., також повинні бути усунені, щоб підтримувати ефективну і незмінну теплопередачу протягом усього терміну експлуатації.

9.2. Футеровка поду доменної печі

Один із найбільших і відповідальних споживачів вогнетривких матеріалів є під доменної печі. Традиційні матеріали, що використовуються при будівництві поду, мають вуглецеву природу. Різні марки аморфного та гарячого пресованого вуглецю, напівграфіт, який обпалений традиційним способом і способом гарячого пресування, напівграфітований вуглець і повністю графітізовані матеріали є основними вогнетривами, що використовуються в будь-якій сучасній вогнетривкій конструкції поду доменної печі.

Терміни вуглець, промисловий вуглець, аморфний вуглець і обпалений вуглець відносяться до продуктів, які отримані

в результаті процесу змішування вуглецевих матеріалів і наповнювачів, що містять вуглець, таких як кальциноване антрацитове вугілля, нафтовий кокс або технічний вуглець зі сполучними матеріалами, такими як нафтовий пек або кам'яно-вугільна смола. Ці суміші формуються шляхом пресування або екструзії. Формовані вироби зазвичай обпалюють у печах при температурах від 800 до 1400 °С для карбонізації в'язучого.

Зазвичай обпалений вуглець виробляють у вигляді відносно великих блоків. Коли в'язучі обвуглюються, а рідина випаровується, то вони виходять через блок, що призводить до утворення пористості. Ця пористість призводить до утворення газопроникного матеріалу, який може поглинати елементи з навколишнього середовища доменної печі (наприклад, такі як луѓи). Традиційно обпалений вуглець можна ущільнити і, таким чином, поліпшити проникність і зменшити розмір пор. Це може бути досягнуто шляхом введення додаткових в'язучих, що просочені обпаленим вугіллям під вакуумом, а отриманий продукт повторно прогартувати для карбонізації просочення.

Відомий також процес гарячого пресування, в якому використовується спеціальна операція пресування (карбонізації). У цьому процесі частинки вуглецю і в'язучі змішуються, як і раніше, але потім поміщаються в спеціальну форму. Після цього гідралічний плунжер нагнітає суміш, у той час як через форму проходить електричний струм, що карбонізує в'язучі. На відміну від звичайного обпаленого вугілля, для якого потрібно кілька тижнів для випалу в'язучих, цей процес карбонізує в'язучі за лічені хвилини.

Термін «графіт», також званий синтетичним, штучним або електрографітом, відноситься до вуглецевого продукту, який піддавався подальшій термообробці при температурі від 2400 до 3000 °С. Цей процес графітізації змінює кристалографічну структуру вуглецю, а також змінює фізичні та хімічні властивості. Вогнетриви зі штучного або синтетичного графіту починаються з обпаленого вуглецевого матеріалу, аналогічного з виробництва вуглецевого вогнетривкового матеріалу, що описано раніше. Однак після завершення карбонізації в'язучого

цей обпалений вуглець потім завантажують в іншу піч для графітизації при високій температурі. Графітові вироби виробляються у вигляді великих прямокутних або круглих блоків, їх необхідно розрізати і обробляти на блоки для використання в якості вогнетриву.

Термін «напівграфіт» використовується для опису продукту, який складається з частинок штучного графіту, який змішаний із в'язучим, що містить вуглець, такими як пек або гудрон, і спечених при температурах карбонізації від 800 до 1400 °С. Отриманий продукт складається з частинок графіту з вуглецевими зв'язками, в яких частинки графіту раніше були виготовлені при температурах, які близькі до 3000 °С, але зі в'язучими речовинами, які піддавалися випалу тільки при температурі від 800 до 1400 °С. Отриманий продукт, справжній графіт з вуглецевою зв'язкою, що демонструє більш високу теплопровідність, ніж вуглець, але через вуглецевого в'язучого не таку високу, як 100 % графіт.

Термін «напівграфітизований матеріал» відноситься до обпаленого вугілля, яке піддавалося подальшій термообробці при температурі від 1600 до 2400 °С. Цей процес тільки починає змінювати кристалографічну структуру вуглецю і змінює його фізичні і хімічні властивості. Однак, оскільки ця додаткова термічна обробка відбувається при температурах нижче температур графітизації, то продукт вважається напівграфітизованим. Ці напівграфітизовані продукти також виробляються у вигляді великих блоків.

Загалом всі ці групи вуглецевих матеріалів утворюють основу для цілого ряду спеціалізованих продуктів, що підвищують їх ефективність у доменних печах. Зазвичай вуглецеві або напівграфітові матеріали використовуються для матеріалів футеровки гарячої поверхні, які будуть контактувати з розплавленим чавуном. Як правило, графітові матеріали використовуються в якості допоміжної футеровки, щоб скористатися їх високою теплопровідністю і тому, що вони легше розчиняються в залізі. Крім того, багато керамічних матеріалів, таких як високоглинозем, муліт і хром-корунд, використовуються в подушці поду

в якості поверхні, що зношується. Керамічні матеріали для подушки поду можуть бути недорогими шамотами з вмістом глинозему 40–50 % або різними продуктами з високим вмістом глинозему в діапазоні до 60 %. Тим часом які б керамічні матеріали не використовувалися в подушці, в результаті залізо залишається в контакт з керамікою, яка більш стійка до стирання від рухомих рідин.

Вуглецевий матеріал у подушці, таким чином, утворює охолоджуючий елемент до кінця кампанії, коли кераміка може повністю зношуватися в результаті стирання. Висока провідність вуглецевих матеріалів, особливо якщо використовується охолодження під землею або процес охолодження графіту, дозволяє затримувати проникнення заліза в подушку в керамічному шарі. Це забезпечує довговічну конструкцію поду, що поєднує властивості двох або більше різних вогнетривких матеріалів для оптимізації роботи кожного в тій зоні, для якої вони найбільш підходять.

Основна тенденція розвитку і вдосконалення футеровки поду полягає у використанні певних марок вогнетривів у кожній зоні вогнища, які можуть найкраще протистояти механізмам зносу, що переважають у цій зоні. В результаті виходить футеровка поду, яка складається не тільки з одного сорту вогнетривкої, але іноді навіть із чотирьох або шести різних типів матеріалів як вуглецевих, так і керамічних.

У поді експлуатаційна стійкість вогнетривів залежить від належного безперервного охолодження. Нижня подушка і стінки поду охолоджуються на своїх холодних поверхнях і майже виключно використовують різні струмопровідні вогнетривкі матеріали. Ефективність системи футеровки поду повністю залежить від ефективної і безперервної передачі тепла через вогнетрив, оскільки він охолоджується на своїй холодній поверхні. Єдиний спосіб підтримувати температуру гарячої поверхні вогнетривів нижче критичної для різних механізмів зносу, які зустрічаються, – це забезпечити ефективний і незмінний шлях теплопередачі від гарячої поверхні до холодної.

Якщо температура гарячої поверхні струмопровідного вогнетрива може перевищувати приблизно 1150 °С, то ці вуглецевмісні

матеріали будуть піддаватися хімічному впливу через розчинення залізом і будуть піддаватися ерозії і зносу через рух розплавлених матеріалів. Це пов'язано з тим, що температура гарячої поверхні вогнетриву буде вище температури затвердіння чавуну і, таким чином, буде перебувати в постійному контакті з розплавленими матеріалами. Отже, ці розплавлені матеріали можуть також потрапити в пори вогнетривів із-за феростатичного напору і високого робочого тиску печі.

Загалом проблеми зі стійкістю футеровки в нижній частині доменної печі пояснюються цілим рядом сполучених факторів: відсутність компенсації теплового розширення; високі температурні градієнти по стінному блоку; і нездатність пристосуватися до диференціального теплового розширення та ін. Усі ці фактори сприяють утворенню тріщин. Правильна конструкція футеровки вимагає наявності вогнетриву з високою теплопровідністю, який зводить до мінімуму температурні градієнти через стінку і, отже, сприяє утворенню захисного шару з затверділих матеріалів на її гарячій поверхні. При цьому конструкція стін також включає в себе умови для радіального теплового розширення стіни, але, що більш важливо, включає в себе положення, що враховують диференціальне теплове розширення товщини стінки.

Диференціальне розширення відбувається через те, що температура гарячої поверхні стінки вища, ніж температура холодної поверхні стінки. Ця різниця становить не менше 1450 °С. Термічне розтріскування гарячої поверхні також може бути викликане жорсткими умовами експлуатації. Особливо коли конструкція стінки не може витримувати радіальне розширення, а теплопровідність вогнетриву досить низька. Цей тип розтріскування відбувається паралельно гарячій поверхні вогнетриву.

Так подові плити зазвичай складаються з різних сортів вуглецевих і керамічних матеріалів, які розділені на зони, щоб використовувати властивості кожного сорту і мінімізувати знос. При вирішенні проблеми серйозного зносу стінок необхідно враховувати відповідальні механізми зносу, такі як тепловий удар, механічні напруження, диференціальне теплове розширення, а також традиційні механізми, такі як хімічний вплив і ерозія.

9.3. Футеровка і вогнетриви в області заплечиків, розпару і шахти

Вогнетривкі системи, які включають футерування заплечиків, розпару і шахти доменної печі є найбільш критичними з погляду їх впливу на експлуатаційні можливості комплексу з виробництва чавуну. Ніякі інші вогнетривкі системи в доменному цеху не роблять великого впливу на повсякденну стійкість і цілісність їх технологічної захисної оболонки.

Дійсно, якщо доменна піч повинна бути зупинена через проблеми в області заплечиків, розпару або шахти виплавка чавуну припиняється, і потреба в будь-якій іншій системі з вогнетривою футеровкою в комплексі доменної печі припиняється.

Футеровка цієї області доменної печі виконується з різних марок шамоту, що містять від 18–50 % глинозему і до 50–80 % кремнезему, залежно від умов експлуатації. Вогнетриви з шамоту мають гарну міцність і об'ємну стабільність, а вміст глинозему становить приблизно 40–50 %. Часто надмірні шамоти можуть піддаватися високотемпературному випалу, щоб підвищити термостійкість цегли, стабілізувати обсяг і запобігти пошкодженню через відкладення вуглецю. Обпалений вогнетрив містить більші кристалічні частинки, що пов'язані разом зі склом або іншими більш дрібними кристалічними частинками, які сплавилися разом під час випалу.

Загальна схема футеровки доменної печі представлена на рис. 9.3 (див. с. 152).

Такі матеріали часто використовуються в якості економічної футеровки на гарячій поверхні вогнетривких стін. У нижній частині і розпарі вони часто використовуються в якості захисного облицювання і в якості недорогого витратного облицювального матеріалу для гарячої поверхні (рис. 9.4, див. с. 153).

У найбільш навантажених частинах футеровки використовують високоглиноземисті вогнетриви з вмістом глинозему 45–99 %. Їх максимальна робоча температура обмежена приблизно 1800 °С. Вони мають високу вогнетривкість і хімічну стійкість при високих температурах. Муліт і корунд також

вважаються високоглиноземистими вогнетривами. В деяких вогнетривах з високим вмістом глинозему використовуються спеціальні зв'язуючі системи для підвищення стійкості до хімічного впливу, або вуглецеві зв'язки для підвищення стійкості до теплового удару.

Вогнетриви, що складаються з карбіду кремнію, використовуються для виготовлення футеровки через їх більш високу стійкість до хімічного впливу, абразивного стирання і термічного удару в порівнянні з шамотними або високоглиноземистими вогнетривами. В вогнетривах із карбіду кремнію можна використовувати кілька різних типів зв'язки, які змінюють фізичні властивості вогнетривів. Вогнетриви з карбіду кремнію через їх високу

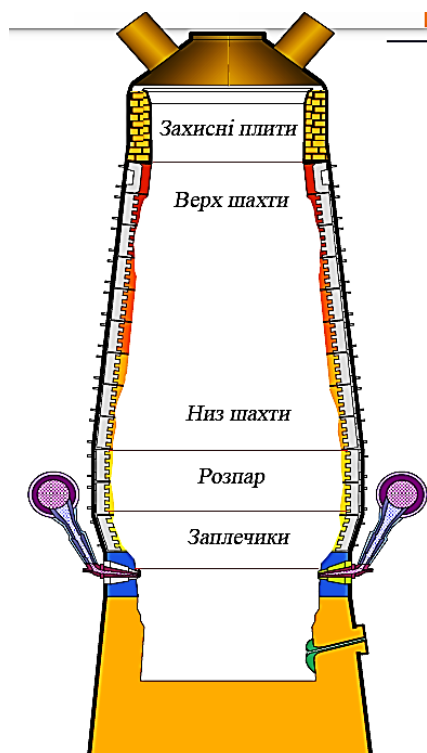


Рисунок 9.3 – Загальна схема футеровки доменної печі

стійкість до стирання, також можуть використовуватися в зонах, де удар падаючих матеріалів шихти дуже великий. У цій схильній ерозії зоні також успішно використовуються матеріали з високим вмістом глинозему на фосфатній зв'язці.

Для торкретування футеровки доменних печей використовуються різні матеріали. Ці матеріали, як правило, являють собою суміші вогнетривких наповнювачів і кальцій-глиноземних цементів. Їх наносять як зсередини печі на відповідних майданчиках (рис. 9.5, див. с. 154), так і зовні печі через отвори в кожусі доменної печі або за допомогою автоматичного обладнання, що опускається з верхньої частини печі.

Гранулометричний склад і характеристики цементу торкрет-матеріалу повинні бути обрані таким чином, щоб мінімізувати ступінь відскоку частинок. Надмірний відскок може значно змінити розрахункові властивості вогнетривів. Необхідно також уважно контролювати питання про запобігання розшарування



Рисунок 9.4 – Футеровка шахти доменної печі

або проблем з потоком (засмічення) під час транспортування матеріалу. В багатьох випадках матеріали можуть вимагати спеціального обладнання для обробки та попереднього змочування.

Ступінь впливу механізмів зносу футеровки може бути різною від печі до печі і навіть на одній і тій же установці через відмінності в геометрії печі і матеріалах шихти, а також в розподілі при роботі печі. Нижні зони доменної печі найбільш схильні до термічного удару, високого теплового навантаження і хімічного впливу. Ці зони є реальними проблемними зонами практично на всіх доменних печах і найбільшою мірою відповідальні за припинення кампаній печей або тривалі простої в ремонті.

Механічний знос і удари стають основними факторами механічного зносу футеровки поряд із хімічним впливом. Механічний знос включає ерозію від висхідних запиленних газів, абразивний знос низхідних матеріалів шихти і ударні навантаження від падаючих матеріалів шихти.



Рисунок 9.5 – Нанесення торкрет покриття на стіну з цегли

Загалом вогнетривкі матеріали для торкретування доменних печей слід вибирати таким чином, щоб вони містили мінімальну кількість незв'язаного заліза або оксиду заліза. Також слід уникати потрапляння стороннього заліза на будь-якому виробничому етапі (подрібнення, перемішування). Незв'язане або стороннє залізо в незначних кількостях викличе руйнування матеріалу через розкладання монооксиду вуглецю.

Результати торкрет-ремонт футеровки доменної печі сильно розрізняються від печі до печі. Слід розуміти, що навіть краща операція торкретування не буде забезпечувати еквівалент щільності і пористості для цегли аналогічного складу. При цьому робочі умови, що впливають на ремонтвану зону, ймовірно, приведуть до більш швидкого зносу торкрет-матеріалів. Незважаючи на ці фактори, локальний ремонт торкретуванням може істотно продовжити термін служби футеровки, а її ремонт можна швидко виконати при належному плануванні та підготовці.

9.4. Маса для забивання льотки доменної печі

Закриття льотки після випуску чавуну здійснюють густою вогнетривкою льотковою масою за допомогою машини для забивання льотки. Льоткові маси для чавунних льоток повинні бути технологічні, володіти корозійною зносостійкістю при впливі розплаву чавуну і шлаку, мінімальною додатковою усадкою при високій температурі для виключення відшаровування й утворення тріщин, доброю спікливістю і забезпечувати задану робочу довжину льотки.

Вимоги до безводних льоткових мас, які переважно застосовуються в доменних печах, полягає в забезпеченні робочої довжини льотки не менше 2,0–2,5 м. При цьому діаметр бурів для відкриття льотки повинен становити 35–50 мм. Льотка повинна забезпечувати організований випуск продуктів плавки (рис. 9.6, див. с. 156) і забезпечувати відкриття льотки за 3–5 хв при витраті бурів у кількості 1–2 шт./випуск. Середня витрата льоткової маси зазвичай становить зазвичай 0,7–1,0 кг/т чавуну.

Зараз на практиці застосовуються в основному безводні льоткові маси, до складу яких входять кокс, SiC, шамот, корунд, глина. У якості пластифікатора (сполучного) використовують синтетичні смоли.

Поліпшення властивостей льоткових мас, які використовували для зупинки потоку чавуну і підтримки контрольованого потоку металу і шлаку, дозволило на сучасній доменній печі збільшити час кожного випуску, зменшити кількість випусків на добу і збільшити відсоток часу, протягом якого піч безперервно працює.

На рис. 9.7 наведена схема руху чавуну від льотки по жолобам і до переливу в чавуновозні та шлаковозні ковші.



Рисунок 9.6 – Випуск чавуну з льотки доменної печі

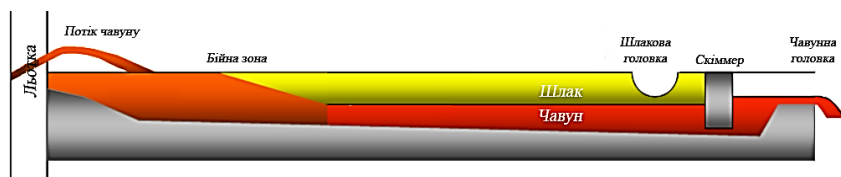


Рисунок 9.7 – Схема руху чавуну і шлаку на жолобах доменної печі

На рис. 9.8 схематично показана льотка, в якій запресована маса утворила продовження льотки в робочому просторі печі.

Таким образом, довжина льотки, яка значно перевищує довжину футеровки стінки печі, може бути збережена для контрольованого розливання та технологічної безпеки.

На рис. 9.9 (див. с. 158) показано розташування робочої частини машини для запресування льоткової маси.

Сучасні матеріали для забивання льотки виготовляються з безлічі вогнетривких наповнювачів, які змішані з одним або декількома рідкими вуглецевими матеріалами, щоб отримати робочу суміш. Ці рідкі матеріали включають смоли, які утворюють міцні вуглецеві зв'язки при впливі тепла в льотці. Система вогнетривкого наповнювача вибирається для забезпечення належного рівня контрольованої ерозії льотки і широко варіюється залежно від розміру печі і практики розливу (кількості льоток, швидкості розливу, складу металу і т. ін.).

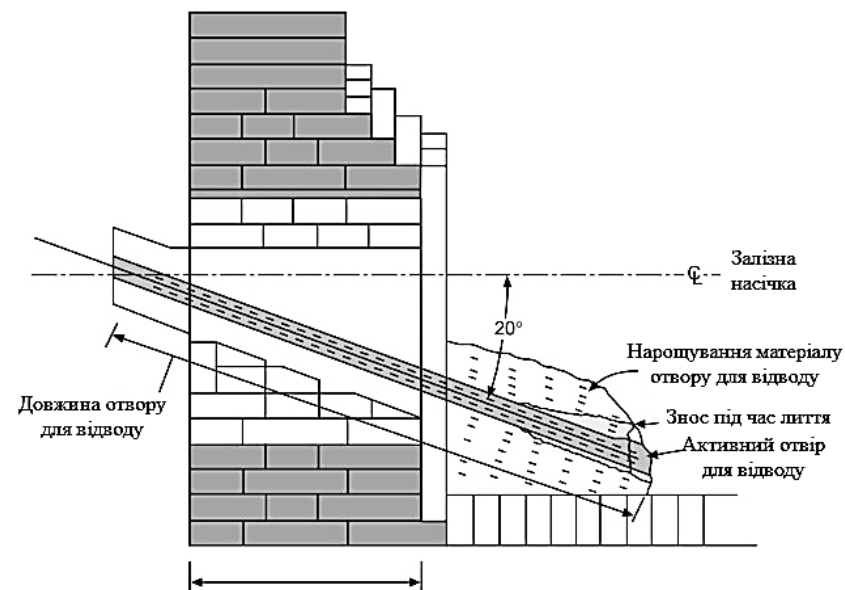


Рисунок 9.8 – Конструкція льотки і наріст маси всередині печі

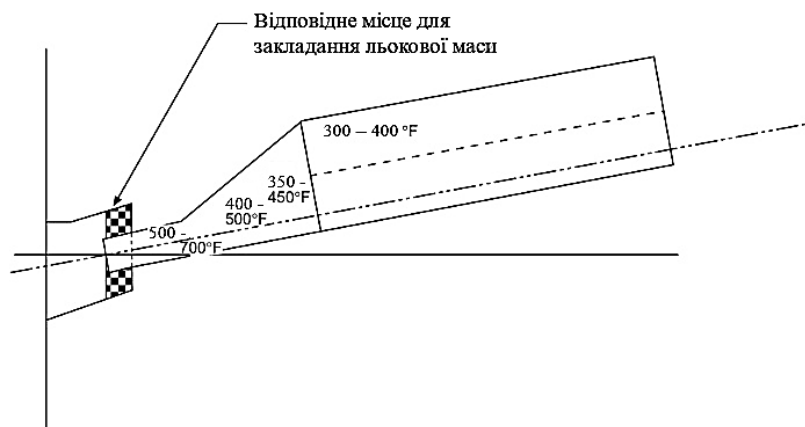


Рисунок 9.9 – Оптимальне розташування робочого органу машини для заливання льоткової маси

У будь-якому випадку, кожна конкретна піч вимагає матеріалу, який розроблений для її конкретних умов. А характеристики матеріалу повинні строго контролюватися на щоденній основі. Надзвичайно важливо підтримувати стан машини для заливання льотки, очищаючи її від матеріалів попереднього закривання отвору.

9.5. Жолоби доменної печі (вогнетриви ливарного двору)

Система жолобів ливарного двору складається з головного жолоба, що примикає до льотки, транспортних чавунних і шлакових жолобів, а також поворотного і хитного жолобів (рис. 9.10, див. с. 159).

У головному жолобі є шлаковіддільна перегородка (скіммер). Розплав чавуну зі шлаком, проходячи по головному жолобу, в міру наближення до скіммеру розділяється на чавун і шлак (рис. 9.11, див. с. 159). Чавун по транспортному жолобу з меншою площею перерізу, ніж у головного жолоба, потрапляє в хитний жолоб і з нього в чавуновозні ковші.

Для футеровки жолобів застосовують маси з високою ерозійною стійкістю: наливні для головного жолоба і набивні для транспортних жолобів (рис. 9.12, див. с. 160).

Віброналивні бетони, як правило містять приблизно 65–70 % Al_2O_3 і 22–25 % SiC. Такий вогнетривкий матеріал

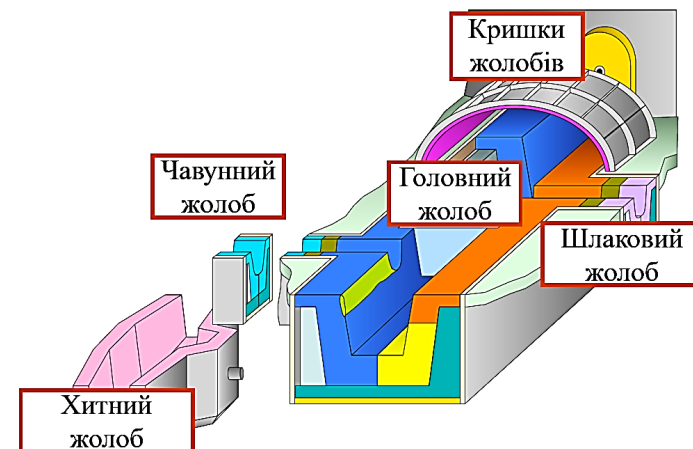


Рисунок 9.10 – Система жолобів ливарного двору доменної печі



Рисунок 9.11 – Скіммерна перегородка

забезпечує пропуск 150–300 тис. т чавуну через жолоб за умови проведення проміжних робіт через кожні 40–50 тис. т чавуну. Питомі витрати на бетон для жолобів становлять 0,6–0,8 дол. США на тонну чавуну.

Проміжні відновлювальні ремонти жолобів виконують способом торкретування, сухого набивання, а також гарячого і холодного підливу.

Набивні маси для транспортних жолобів містять: 30–50 % Al_2O_3 , 20–30 % SiO_2 , 8–10 % SiC, 9–10 % C.

Чавуновозні ковші, які використовують для транспортування чавуну з ливарного двору, футерують переважно високоякісними шамотними вогнетривками (рис. 9.13, див. с. 161). Ділянки, що піддаються прямому впливу чавуну, що заливається, іноді футерують високоглиноземистими вогнетривками з вмістом Al_2O_3 на рівні 62 %.

У практиці провідних зарубіжних заводів для футеровки чавуновозних ковшів застосовують керамічні зміцнюються кремнекислі маси на базі пісків і кварциту (>90 % SiO_2). Маси утрамбовують за шаблоном або наносять методом торкретування.

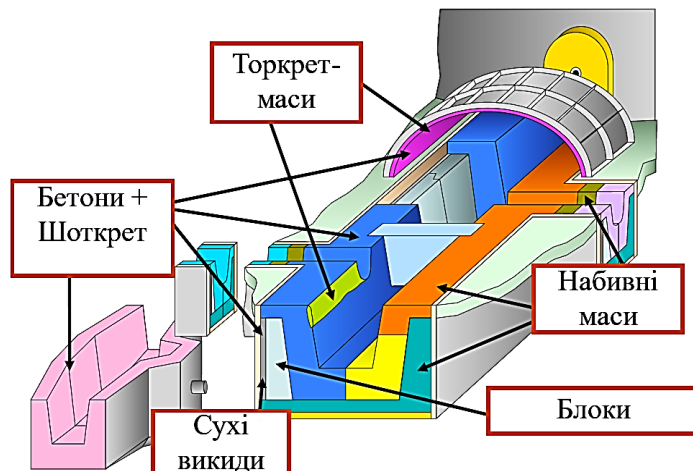


Рисунок 9.12 – Вогнетриви ливарного двору

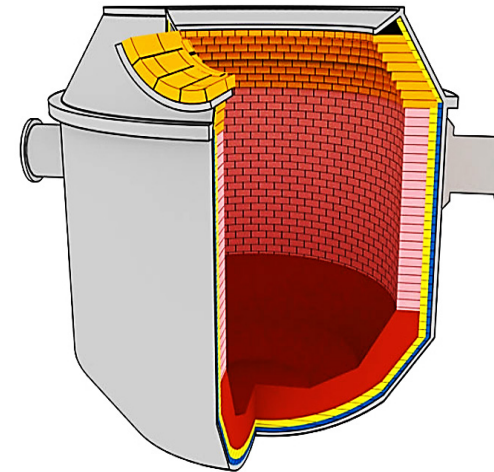


Рисунок 9.13 – Футеровка чавуновозного ковша

Загалом основні тенденції в застосуванні монолітних футеровок жолобів і ковшів полягають у такому:

- при проведенні ремонту методом торкретування пропонується готове технічне і технологічне рішення для конкретного агрегату на всіх стадіях виробництва;
- гнучкість монолітної футеровки і висока швидкість монтажу дозволяють скорочувати до мінімуму час проведення ремонту і не вимагають повного демонтажу старої цегляної кладки, що знижує питому витрату вогнетривів;
- відсутність швів і рівнотривкість матеріалів дозволяють знизити концентрацію оксиду вуглецю в кілька разів;
- термін служби монолітних футеровок аналогічний терміну служби цегляних футеровок, а часто і вище при меншій товщині робочого шару футеровки.

Питання для самоконтролю

1. Перерахуйте основні області робочої футеровки доменної печі.
2. Який термін служби досягається для футеровки шахти доменної печі?
3. Які основні вуглецеві матеріали та вироби використовуються для футеровки поду доменної печі?
4. Якими вогнетривкими матеріалами футеруються заплечики, область розпару або шахти доменної печі?
5. У яких частинах футеровки доменної печі використовують високоглиноземисті вогнетриви з вмістом глинозему 45–99 %?
6. Які матеріали використовуються для торкретування футеровки доменних печей при їх ремонті?
7. Якими масами здійснюють забивання льотки доменної печі і яка витрата льоткової маси виходить?
8. З якою метою виконується наріст маси всередині доменної печі?
9. Які жолоби використовуються для транспортування чавуну від доменної печі до чавуновозного ковша?
10. За допомогою якого пристосування здійснюють поділ чавуну і шлаку на жолобі доменної печі?
11. Як виконують проміжні відновлювальні ремонти жолобів доменної печі способом торкретування?

**ВИРОБНИЦТВО ЗАЛІЗА
ПРЯМОГО (ПОЗАДОМЕННОГО)
ВІДНОВЛЕННЯ (DRI)**

Технологія прямого відновлення заліза була розроблена на промисловому рівні ще в 50-ті роки минулого століття. Вона була заснована на наступних основних принципах: наявність реактора з фіксованим шаром матеріалу, наявність парового реформеру, що працює на природному газі, застосування нагрівача технологічного газу, який працює при низьких температурах та ін. Загалом пряме відновлення заліза як технологічний процес включає в себе відновлення із залізної руди окатишів за допомогою технологічних газів (CO , H_2 , NH_3), твердого вуглецю, а також газів і твердого вуглецю спільно.

У світовій практиці відомо досить велика кількість технологічних і конструкційних рішень, що дозволяють ефективно реалізувати концепцію прямого відновлення заліза. Проте основний обсяг прямовідновленого заліза виробляється в агрегатах типу Midrex.

10.1. Загальні відомості про виробництво DRI у світі

Руда в процесах прямого відновлення на сьогодні використовується в рідкісних випадках. Інтенсивна експлуатація протягом ряду років теперішнього століття родовищ найбільш багатих руд, призвела до необхідності глибокого збагачення з подальшим отриманням окатишів. Використання в якості зв'язуючого бентоніту призводить до зростання вмісту в продукті SiO_2 , Al_2O_3 і сірки. Однак використання органічної зв'язки типу Peridur (навіть при її більшій вартості в порівнянні з бентонітом) дозволяє заощадити 1,0–1,6 дол. США/т рідкої сталі. Відповідно, при заміні бентоніту з урахуванням витрат на флюси, електроенергію, втрату виходу придатного і поховання шлаку у виробництві продукту DRI досягається ступінь металізації близько 94 %.

Тим часом окатиші DRI дуже важко транспортувати на великі відстані через високу небезпеку їх самозаймання. В даний час основний обсяг перевезень здійснюється в брикетах (HBI).

Оптимізація складу шихти має визначальне значення внаслідок того, що при плавлі, наприклад, у дуговій печі вартість шихти становить 73–89 % від вартості рідкої сталі. Використання сировини типу DRI/HBI призводить до збільшення вартості рідкої сталі на 8–30 дол. США (більш високі: питома витрата електроенергії, час плавки від випуску до випуску, витрата флюсів, вміст FeO в шлаку, знос вогнетривів і витрата електродів, а також зниження виходу придатного). Підвищені експлуатаційні витрати пояснюються використанням такої сировини в дуговій печі виключно для виробництва сталі високої якості з малим вмістом залишкових домішок.

Динаміка виробництва DRI в світі представлена на рис. 10.1.

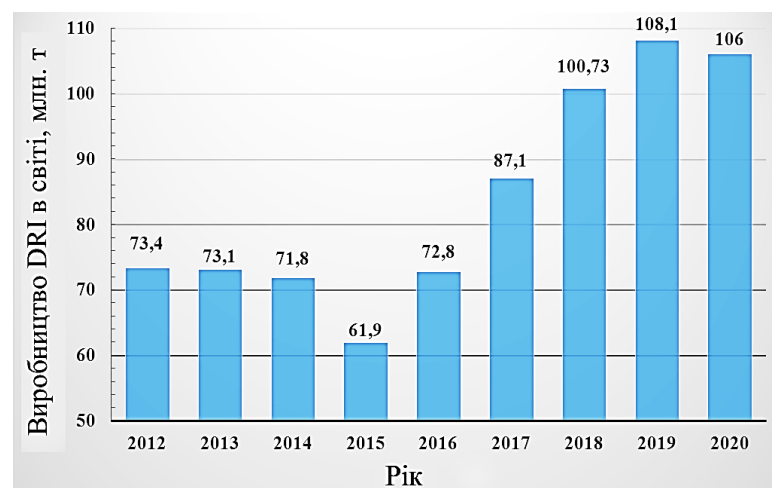


Рисунок 10.1 – Динаміка збільшення обсягів виробництва DRI у світі

Найбільш великими виробниками DRI є Індія, Іран, Росія, Мексика та Саудівська Аравія (табл. 10.1, див. с. 165). Хімічний склад заліза прямого відновлення на різних промислових

установках для виробництва DRI дещо відрізняється і представлений у табл. 10.2.

На промислових установках (табл. 10.2) у перших двох стовпцях представлені дані, що відносяться до процесів відновлення при високих температурах, низькій концентрації CO і високій концентрації CH у реакційній зоні (ZR – процес), а в третьому стовпці – дані, що відносяться до процесу прямого відновлення при низькій температурі і високому вмісті CO в реакційній зоні (процес із зовнішнім реформером). В останньому стовпці представлені дані процесу виробництва карбіду заліза на демонтованій промисловій установці (у Тринідаді).

Таблиця 10.1 – Провідні в світі країни виробники DRI

	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020
Індія	20,1	16,9	20,4	17,4	18,47	22,34	28,11	33,74	33,6
Іран	11,6	14,5	14,6	14,5	16,01	20,55	25,75	28,52	30,2
Росія	5,1	5,3	5,4	—	5,7	6,99	7,90	8,03	8,5
Мексика	5,6	6,1	6,0	5,5	5,31	6,01	5,97	5,97	5,2
Саудівська Аравія	5,7	6,1	5,5	4,8	5,89	5,74	6,00	5,79	5,2
Єгипет	3,1	3,4	2,9	2,5	2,82	4,67	5,22	4,05	4,8
Катар	2,4	2,4	2,5	2,6	2,58	2,63	2,63	2,49	0,8
Всього в світі	73,4	73,1	71,8	61,9	72,8	87,1	100,73	108,10	106,0

Таблиця 10.2 – Хімічний склад заліза прямого відновлення для виробництва DRI

Показники	Nucor Steel Louisiana LCC	Ternium Hylsa 4M	ArcelorMittal Lazaro Cardenas	Iron Carbide
Ступінь металізації	96,0	94	95,7	71,0
Вміст вуглецю	4,3	4	2,6	3,42
Металеве залізо (Fe ^o)	87,3	83	87,1	60,3
Загальне залізо (Fe)	90,9	88,3	91,6	84,9
Карбід заліза (Fe ₃ C)	58,5	55,1	31,8	51,2
Пуста порода	3,8	6,2	4,4	1,89

Загалом промислові дані підтверджують той факт, що виробництво продукту типу DRI при підвищених температурах відновлення і низькому вмісті CO дозволяє досягти найвищого вмісту Fe_3C у кінцевому продукті.

Протягом останніх кількох років у галузі виробництва продуктів прямого відновлювання продовжуються дебати щодо вигоди високого рівня вуглецю (близько 4 %) в порівнянні з низьким рівнем (близько 2 %). Тим часом ця суперечка має дуже просте рішення: кожен інженер-технолог в електросталеплавильному виробництві може розрахувати оптимальний вміст металізованих окатишів у металошихті та оптимальний рівень вуглецю в цьому процесі, враховуючи необхідну якість сталі.

Безсумнівно, що надмірна кількість вуглецю може збільшити тривалість плавки від випуску до випуску, так як буде потрібно більше часу на видалення вуглецю. Очевидно також, що кількість окатишів DRI в шихті і відсоток вуглецю повинні бути розраховані досить точно, так як все це впливає на процедуру завантаження окатишів, на вдування кисню протягом плавки та інші параметри процесу. Також повинні бути враховані конструктивні особливості й характеристики ДСП.

Насправді продукт DRI додають у металошихту ДСП з двох головних причин: в якості замітника високосортного брухту або чушкового чавуну; а також при дефіциті брухту в цьому регіоні. У першому випадку, коли частка DRI становить лише деяку частину всієї маси шихти (зазвичай у межах 20–40 %), застосування високовуглецевого DRI не погіршує показники продуктивності й тривалості плавки. В подібному випадку залізо DRI зі вмістом 4 % вуглецю навіть краще чушкового чавуну через його більш низьку відпускну ціну і низького вмісту сірки і фосфору.

У другому випадку, при частці DRI в завалці в межах 60–100 % і вмісті вуглецю близько 4 % в окатишах при проведенні плавки головна увага повинна бути спрямована на зневуглецювання. В цьому випадку в ДСП необхідна наявність системи вдування кисню для отримання вигоди від екзотермічної реакції зневуглецювання: зменшення споживання електроенергії при постійній тривалості плавки.

Слід також зазначити, що незалежно від кількості вуглецю в DRI цей вуглець може бути присутнім там як графіт або як пов'язаний із залізом в карбід Fe_3C . При виробництві ZR-процесом продукт містить більше 90 % вуглецю, який пов'язаний в карбіді заліза, і тільки 10 % – у вигляді графіту. В DRI з реакторів із зовнішнім реформером вміст графіту становить понад 20 %. Оскільки графіт зосереджений на поверхні окатишів або в порожнинах пористої структури заліза, остільки окатиші схильні до втрати цього графіту у вигляді пилу. Тому ефективність використання вуглецю становить понад 90 % при DRI по ZR-процесу і менше 80 % при DRI з реактору із зовнішнім реформером.

Таким способом технічна та економічна доцільність проекту впровадження промислового виробництва DRI обумовлена в кожному конкретному регіоні відсутністю запасів коксівного вугілля, наявністю достатніх запасів природного газу, недостатнім регіональним металофондом і, відповідно, дефіцитом металобрухту. Економічна ефективність проекту досягається, перш за все, при низьких цінах на природний газ.

10.2. Процес Midrex

Розроблений у 1966 р. фірмою Midland-Ross Corporation процес Midrex в даний час використовується в більш, ніж 20 країнах, де працюють приблизно 60 агрегатів. Еволюція процесу йде шляхом підвищення продуктивності й зниження вартості продукції.

Технологічний процес (рис. 10.2, див. с. 168) включає отримання сирих окатишів діаметром близько 10–13 мм (9–15 мм), зміцнюючий випал їх у шахтній печі та металізацію в реакторі шахтного типу.

Вихідна пульпа, проходячи через дисковий фільтр, проміжний бункер, тарілчастий живильник і ваги, змішується з бентонітом, який використовується в якості зв'язуючого. Ця суміш надходить у барабанний окускувач, у якому формуються сирі окатиші. Після відсіву дрібних окатишів на грохоті сирі окатиші потрапляють

на стрічковий живильник, за допомогою якого вони завантажуються в піч для зміцнюючого випалу.

Випалені металізовані окатиші після охолодження до температури 425 °С розсіваються на грохоті. Велику і дрібну фракції направляють на кульовий млин, який працює в замкнутому циклі зі спіральним класифікатором, а відсортовані окатиші – до шахтних реакторів для отримання губчастого заліза. В шахтні печі можуть завантажуватися як гарячі (425 °С), так і холодні окатиші.

Відновлення окатишів здійснюється газом, що отриманий шляхом конверсії природного газу вуглекислим газом, який відходить з реактора. Перед подачею в конвертер газ, що відходить, очищають від пилу і вологи.

Металізовані окатиші (94–95 %) охолоджують у печі циркулюючим інертним газом до 50...65 °С, після чого безперервно завантажують у бункер, де вони зберігаються в інертній атмосфері перед завантаженням в електропечі.

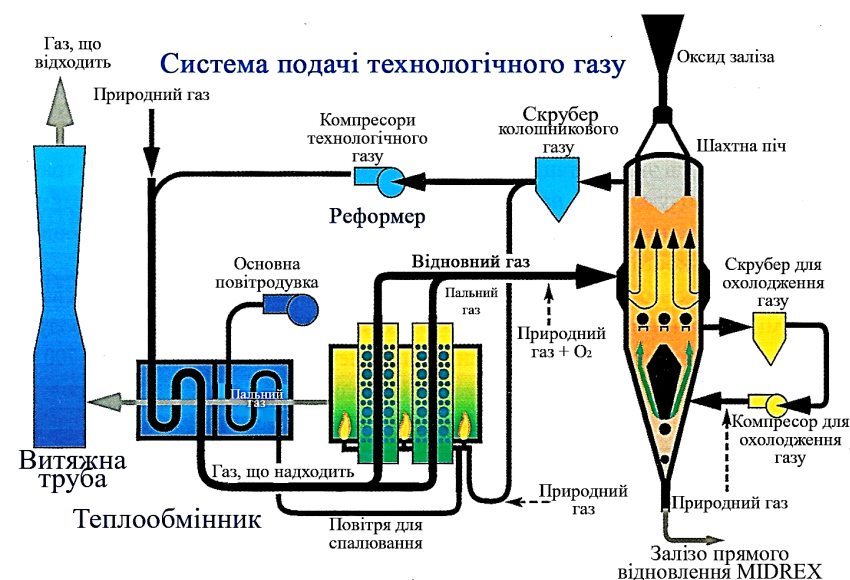


Рисунок 10.2 – Загальна схема процесу Midrex

Новою розробкою в технології Midrex є система Midrex Hotlink, яка націлена на енергозбереження в масштабі комплексу «Виробництво DRI – виплавка електросталі з DRI». Ця система дозволяє не охолоджувати металізовані окатиші, які одержані в реакторі Midrex, а завантажувати їх в електропеч гарячими. З огляду на періодичність роботи електропечі та безперервність роботи реактора Midrex, система передбачає три можливі потоки готової продукції (рис. 10.3): завантаження в електропеч DRI без його охолодження після вивантаження з реактора; охолодження DRI і вивантаження холодного DRI на склад; використання в електропечі холодного DRI зі складу.

Концепція системи Hotlink передбачає розташування відновного реактора Midrex у безпосередній близькості й вище стіни електросталеплавильного цеху, що дає можливість здійснювати розвантаження реактора і завантаження електропечі по трубах, використовуючи силу тяжіння металізованих окатишів.

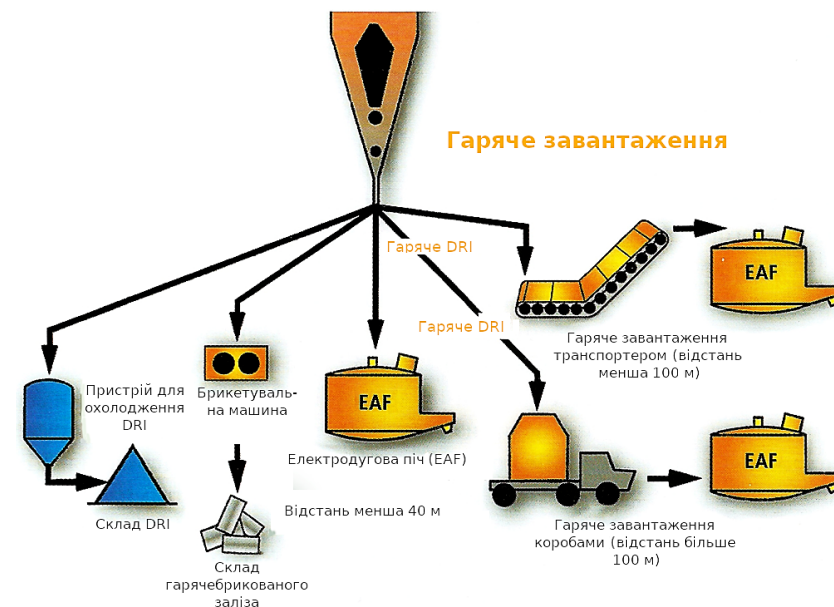


Рисунок 10.3 – Схема технологічного руху DRI

Подібний принцип був використаний на всіх заводах Midrex, що виробляють брикети з гарячих металізованих окатишів, які надходять на брикетуючі машини з температурою 700 °С. Система Hotlink також передбачає використання DRI з температурою 700 °С. При ступені металізації DRI на рівні 95 % це знизить витрату електроенергії при виплавці електросталі на 120–140 кВт·год/т сталі.

На одному з модулів Midrex на заводі IMEXSA (IspatMexicana) продуктивністю 1,2 млн т/рік (діаметр шахтного відновного реактора 6,65 м), при використанні новітніх технологічних розробок досягнуті рекордні значення продуктивності (220 т/год при ступені металізації DRI 94,2 % і вмісті вуглецю в ньому 2,2 %), питомої витрати природного газу (2,2 Гкал/т) і електроенергії 85–90 кВт·год/т.

Якість окатишів DRI, що отримані на деяких заводах Midrex, представлено в табл. 10.3.

Таблиця 10.3 – Якість окатишів Midrex

Показники якості	Фірми		
	Ispat	ANSDK	
		типовий	гарантія
Ступінь металізації, %	94–96	>92,0	91,5
Загальний вміст Fe, %	92–94	>92,0	92,0
Вміст металевого Fe, %	87–90	>85,0	84,2
Вміст (%):			
C	1,8–2,5	1,5	1,3
S	>0,003	0,003	<0,01
P	0,04–0,05	0,035	<0,05
Пуста порода	3,0–4,5	3,7	<4,95
Дріб'язок (<3 мм)	2,0–4,0	<3,0	<5,0

10.3. Процес HYL

Технологія прямого відновлення HYL була розроблена на промисловому рівні в 50-ті роки минулого століття компанією HYL. Технологія була заснована на наступних принципах: реактор

із фіксованим шаром матеріалу; паровий реформер, що працює на природному газі, нагрівач технологічного газу, який працює при низьких температурах, часткове згоряння з повітрям.

Перша установка, яка побудована за даним принципом, була зведена в Монтеррей (Мексика) і була успішно введена в експлуатацію в 1957 р. Процес (рис. 10.4) реалізується шляхом послідовної продувки залізородних матеріалів (окатишів або кускової багаті залізної руди), що знаходяться в 3-х стаціонарних ретортах, гарячим (980...1240 °С) відновним газом, який одержаний шляхом парової конверсії природного газу.

Ця технологія прямого відновлення в даний час має наступні показники:

- металізація – більше 94 %;
- вміст вуглецю – більше 3,5 %;
- природний газ: менше 2,2–3,6 Гкал/т заліза прямого відновлення (залежно від конфігурації установки);
- електроенергія: аж до 80 кВт·год/т заліза прямого відновлення.

Сучасний варіант процесу HYL-III реалізується в протиточному шахтному реакторі, аналогічному реактору MIDREX.

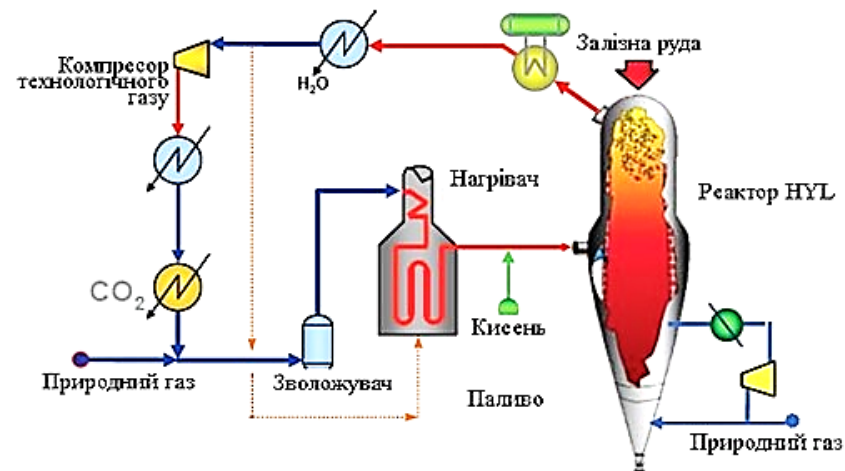


Рисунок 10.4 – Загальна схема процесу HYL

Концептуальна технологічна схема процесу передбачає використання відновного газу з підвищеним вмістом водню (70–87 %), високого надлишкового тиску в реакторі (більше 550 кПа) і високої температури в зоні відновлення (більше 920 °С). Типовою шихтою для процесу HYL-III є суміш окатишів (70 %) і кускової залізної руди (30 %). Витрата залізородних матеріалів на 1 т DRI зі ступенем металізації 94 % і вмістом вуглецю на рівні 2,2 % становить близько 1,45 т. Один з найпотужніших заводів HYL – IMEXSA HYL має 4 шахтних реактори і 2 реформера. При номінальній потужності 2 млн т DRI на рік завод виробляє 2,2–2,3 млн т/рік.

Температура окатишів прямого відновлення на виході реактору становить близько 730 °С. Якщо вони транспортуються гарячими в електросталеплавильний цех по системі HYTEMP (рис. 10.5), то передбачувана температура прямо відновлених окатишів в електродуговій печі становить близько 630 °С.

Для DRI з температурою близько 600 °С буде потрібно приблизно на 150 кВт·год електроенергії менше, ніж на ту ж саму кількість холодних окатишів. На практиці крім окатишів DRI широке застосування в процесах Midrex і HYL-III отримало

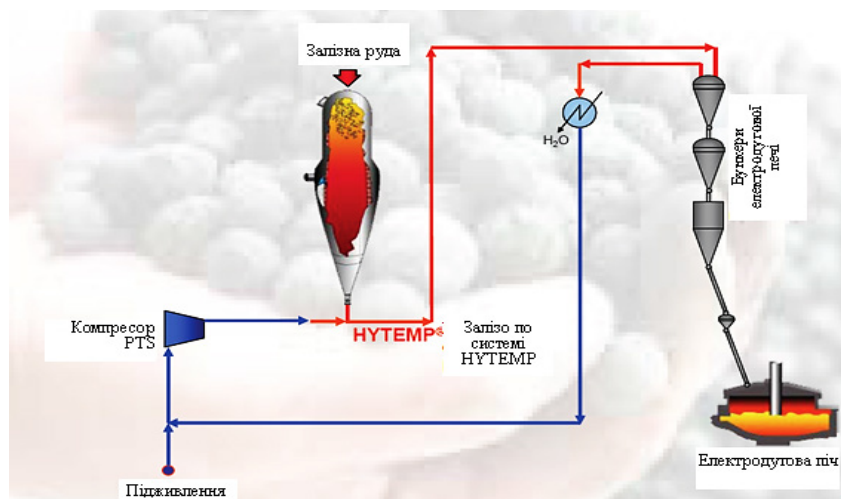


Рисунок 10.5 – Система виробництва окатишів і сталі за системою HYTEMP

горячебрикетове залізо (ГБЗ). Основною сферою застосування ГБЗ є виробництво широкого спектру якісних сталей для машинобудівної, верстатобудівної, нафтогазової, автомобільної, вагонобудівної, підшипникової, метизної галузей промисловості. Гарантованими якісними характеристиками ГБЗ є сумарний вміст заліза, який становить не менше 90 % і металізація, яка становить не менше 92 %. Вміст металевого заліза в ГБЗ не менше 83 %. Для успішного розвитку виробництва ГБЗ, необхідно насамперед наявність запасів залізної руди. До того ж цей вид виробництва тяжіє до великих запасів газу або іншої сировини (вугілля) для виробництва необхідної газової суміші.

ГБЗ виробляється із залізородних окатишів під металізацію, які надходять у шахтні печі. В гарячому вигляді відновлені окатиші формуються для отримання брикетів довжиною 100–120 мм, шириною 45–55 мм, товщиною 30–40 мм і вагою 0,5–0,7 кг.

Зовнішній вигляд виробів ГБЗ наведено на рис. 10.6.

Установка Energiron (HIL) з виробництва ГБЗ представлена на рис. 10.7 (див. с. 174).



Рисунок 10.6 – Горячебрикетоване залізо

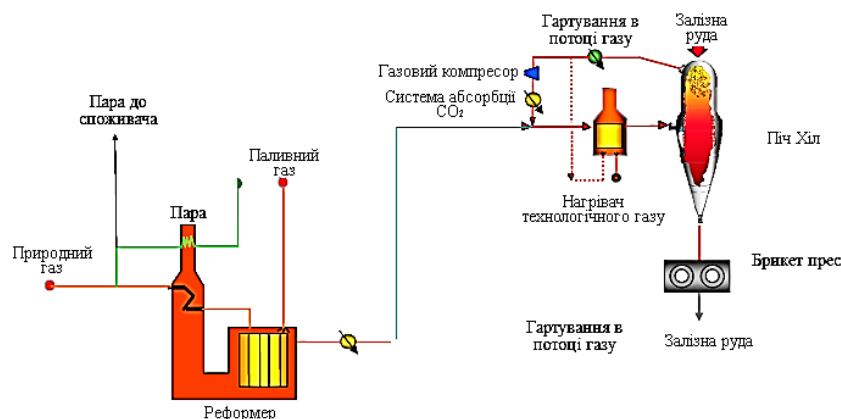


Рисунок 10.7 – Загальна схема установки Energiron (HYL)

Загалом отримання продукції DRI із застосуванням технологічних систем Midrex і HYL знаходить все більш широке промислове застосування.

Питання для самоконтролю

1. Які обсяги DRI виробляються в світі щорічно?
2. Що таке гарячебрикетоване залізо (ГБЗ) і в чому його перевага перед прямовідновленим окатишем?
3. Який ступінь металізації в прямовідновлених окатишах (наприклад, процес Midrex)?
4. У які плавильні агрегати (металлошихту) додають продукт DRI?
5. Які основні технологічні потоки завантаження прямовідновлених окатишів у дугову сталеплавильну піч застосовують на практиці?
6. Дайте коротке порівняння технології Midrex і HYL.
7. Дайте короткий опис процесу Corex і покажіть, як виходить у ньому рідкий чавун.
8. Дайте короткий опис процесу Simetal FINEX. Як отримують рідкий чавун і шлак?
9. Які продукти DRI можуть транспортуватися на великі відстані?

ЗАХИСТ НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА ВІД ШКІДЛИВИХ ВПЛИВІВ ДОМЕННОГО ВИРОБНИЦТВА

Доменне виробництво – один із основних переділів чорної металургії, що забруднює навколишнє середовище. При виробництві чавуну утворюється велика кількість газових викидів і відходів (доменний шлак, колошниковий пил, доменний шлам зливів і розливних машин, відсів окатишів і агломерату). З огляду на сировинну цінність цих відходів, доцільним і актуальним є їх повернення в технологічні переділи, в результаті чого відбувається поліпшення економічної обстановки на підприємствах і екологічної в цілому.

11.1. Захист атмосфери від шкідливих викидів доменного виробництва

Доменне виробництво характеризується наявністю організованих і неорганізованих викидів шкідливих газів і пилу в атмосферу. При роботі доменної печі в результаті згоряння коксу і здійснення відновлювальних процесів утворюється доменний (колошниковий) газ; його склад залежить від складу шихти і дещо різниться по підприємствах.

Доменний, або колошниковий газ є побічним продуктом доменного виробництва. Це низькокалорійний газ, що містить близько 30–35 % горючих складових і велика кількість баласту (азот і вуглекислота). Тому використання його у високотемпературних печах утруднено, а передача на значні відстані економічно невигідна.

Для інтенсифікації доменного процесу і скорочення витрат коксу існує багато різних заходів, що впливають і на властивості доменного газу: підвищення тиску, температури і вологості доменного дуття, збагачення дуття киснем, вдування у горн природного газу, мазуту тощо. В результаті сукупної дії цих факторів,

у складі доменного газу підвищується вміст водню з одночасним зменшенням CO_2 , внаслідок чого теплота згоряння його змінюється мало, і становить близько $3500\text{--}4000 \text{ кДж/м}^3$, а вихід доменного газу знижується з $3800\text{--}4000$ до $2000\text{--}2500 \text{ м}^3/\text{т}$ чавуну.

У середньому доменний газ містить: $3,5\text{--}6,5\%$ водню; $0,1\text{--}0,4\%$ кисню; $0,1\text{--}0,5\%$ метану; близько 55% азоту; $25\text{--}32\%$ оксиду вуглецю; $10\text{--}11\%$ діоксиду вуглецю; значну кількість пилу. На кожну тонну одержуваного чавуну утворюється близько 2 тис. м^3 доменного газу. Він є все ж досить хорошим паливом, і після очищення від пилу використовується в самому доменному цеху для опалення повітрянагрівачів; ним також опалюють мартенівські печі, коксові батареї, нагрівальні колодязі (для нагріву злитків перед прокаткою) та інші об'єкти. Тому основна кількість доменного газу не надходить в атмосферу. Температура доменного газу на виході з печі становить зазвичай $300\text{--}350^\circ\text{C}$.

Крім санітарного очищення газових викидів перед випуском їх в атмосферу в доменному виробництві першорядне значення має очищення технологічне. Щоб уникнути засмічення пальникових пристроїв і утворення відкладень у газопроводах доменний газ попередньо повинен бути очищений від пилу.

Доменний газ, що утворюється в печі, завжди забруднений колошниковим пилом, який являє собою суміш дрібних частинок руди, коксу, агломерату, вапняку та інших матеріалів, що завантажуються в доменну піч. Пил утворюється в результаті механічного подрібнення матеріалів при їх приготуванні, транспортуванні, завантаженні і стирання при русі в шахті печі. Винос пилу з печі обумовлений захопленням дрібних частинок потоком газу, що проходить крізь шар шихти, а також сублимацією деяких елементів шихти в області високих температур і підмішуванням їх до газу.

При роботі доменних печей із нормальним тиском на колошнику винос пилу становив $50\text{--}60 \text{ г/м}^3$, який підвищується в окремих випадках до 100 г/м^3 . При переведенні печей на роботу з підвищеним тиском на колошнику запиленість доменного газу зменшується до $15\text{--}20 \text{ г/м}^3$, що значною мірою пояснюється зниженням питомих обсягів і швидкостей газу в печі. Питома вихід пилу на 1 т чавуну становить при нормальному тиску

на колошнику $50\text{--}150 \text{ кг/т}$, а при підвищеному тиску $25\text{--}75 \text{ кг/т}$. При виплавці передільного чавуну і роботі з підвищеним тиском на колошнику пил має наступний хімічний склад, $\%$: $6,02 \text{ FeO}$; $12,9 \text{ Fe}_2\text{O}_3$; $13,8 \text{ Fe}_{\text{аар}}$; $14,6 \text{ SiO}_2$; $4,35 \text{ Al}_2\text{O}_3$; $4,35 \text{ MgO}$; $11,85 \text{ CaO}$; $0,74 \text{ S}$; $3,75 \text{ MnO}$ (вміст загального заліза в колошниковому пилу $38\text{--}45\%$). Втрати при прогартуванні складають $27,68\%$.

Доменний газ піддається багатоступінчастому очищенню від пилу:

- грубого – у сухих пиловловлювачах до вмісту пилу в газі не більше $3\text{--}10 \text{ г/м}^3$;
- напівтонкого – у мокрих пиловловлювачах (звичайних скруберах і скруберах Вентурі) до вмісту пилу в газі не більше $0,5 \text{ г/м}^3$;
- тонкого – у дросельній групі або мокрих трубчастих електрофільтрах до вмісту пилу менше 10 мг/м^3 .

Спочатку видаляються великі частинки і залізовмісний пил. Вихід великих фракцій запобігається використанням вертикальних доменних пиловловлювачів (рис. 11.1, див. с. 178).

Найбільш ефективне в металургії саме мокре газоочищення, і воно здійснюється за допомогою спеціального комплексу обладнання. Схема проста, але при цьому вельми ефективна. Складається вона з: скрубера і труб Вентурі; дросельної групи; а також водовіддільника (рис. 11.2, див. с. 179).

Труба Вентурі (труба-розпилювач) являє собою вертикальну (рідше горизонтальну) трубу з перетисканням, у якому відбувається різке змочування газу водою з форсунок і значно збільшується швидкість газу (у $2,5\text{--}3,5$ рази). Принцип дії цих апаратів базується на інтенсивному дробленні газовим потоком, що рухається з великою швидкістю (зазвичай близько $60\text{--}150 \text{ м/с}$, але може доходити і до 430 м/с), зрошуваної рідини.

Осадженню частинок пилу на крапельках рідини сприяє турбулентність газового потоку і високі відносні швидкості між уловленими частинками пилу і крапельками струменя води, які спрямовані перпендикулярно до газового потоку. Ступінь очищення газу досягає $20\text{--}100 \text{ мг/м}^2$, а його коливання не залежать від початкової запиленості.

На ефективність очищення впливає витрата води (оптимум $0,6-0,7 \text{ л/м}^3$) і швидкість газу в горловині (чим більше, тим краще). Розмір пережому $450-600 \text{ мм}$; продуктивність – до $180 \text{ тис. м}^3/\text{год}$.

Газ із колошнику доменної печі по газоходу відводиться в систему газоочищення, де в сухому пиловловлювачі відцентрового або інерційного типу очищається від великого пилу до концентрації $5-10 \text{ г/м}^3$. Потім газ охолоджується

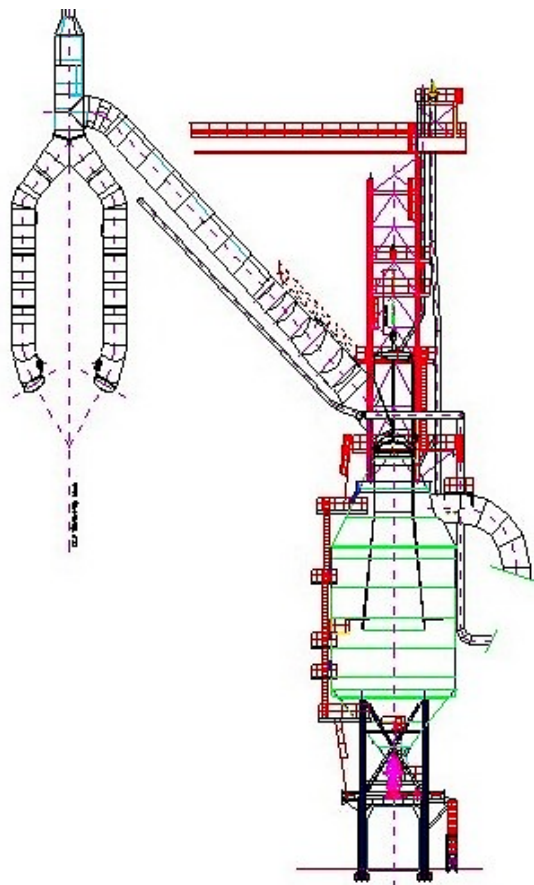


Рисунок 11.1 – Вертикальний доменний пиловловлювач

і очищається від великого пилу в порожнистому скрубєрі до вмісту не вище $2-4 \text{ г/м}^3$.

Подальше очищення доменного газу здійснюється в швидкісному пиловловлювачі з трубами Вентурі, де відбувається укрупнення дрібнодисперсного пилу. Велика пил і краплі рідини виводяться з газу в інерційному пило- і бризковловлювачі, остаточне очищення газу від пилу до встановленого змісту здійснюється

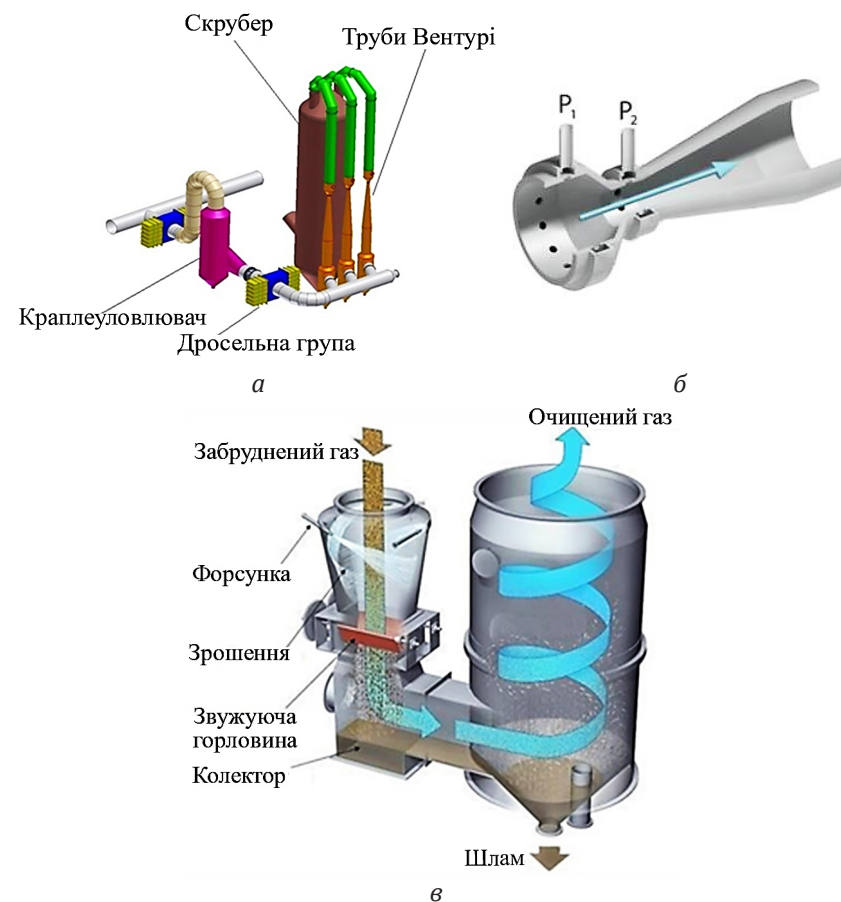


Рисунок 11.2 – Мокра очистка доменного газу:
а – загальна схема; б – труба Вентурі; в – скрубєр Вентурі

у відцентровому скрубєрі. Очищений газ відводиться в колектор чистого газу, звідки подається споживачеві.

Джерелом надходження пилу в навколишнє середовище є також вентиляційні гази, що відбираються з підбункерних приміщень доменних цехів. Ці гази містять пил в кількості 2–5 г/м³, для очищення від якого в основному використовуються електрофільтри. Вони знижують вміст пилу в газах, що викидаються, до 60–80 мг/м³. Викиди ливарного двору, що містять пил і гази (CO і SO₂), також очищаються в електрофільтрах; ефективність пиловловлювання становить 93–96 %.

При роботі завантажувального пристрою доменної печі виникає необхідність перед відкриванням конусів усунути різницю тисків у підконусному і надконусному просторах. Для цього газ, що міститься в міжконусному просторі, викидають в атмосферу. Такий викид при нормальній роботі печі відбувається за невеликий проміжок часу (4–6 с); при зношеному великому конусі періодичність викидів досягає приблизно 20 разів на годину. Газ, що викидається, містить велику кількість пилу (в середньому 250 г/м³), а також пари води. Водяну пару постійно подають у міжконусний простір печі для запобігання вибуху доменного газу при його викиді в атмосферу.

Видаляти пил і шкідливі домішки з доменного газу, що викидається з міжконусного простору, дуже складно через періодичність викидів і різкої зміни тиску.

Зараз на великих доменних печах 3200 і 5000 м³ передбачаються пристрої для уловлювання і очищення викидів із міжконусного простору. Таке очищення ведеться переважно в трубах Вентурі.

Радикальним рішенням, яке майже повністю виключає викиди пилу з міжконусного простору, є подача в міжконусний простір у момент відкриття великого конуса компримированного газу тиском, який в кілька разів перевищує тиск в печі. В цьому випадку брудний газ з печі взагалі не надходить у міжконусний простір і вихлоп газу при вирівнюванні тиску в засипному пристрої залишається чистим. Однак при цьому з'являються додаткові енерговитрати, які пов'язані зі стисненням газу,

що подається в міжконусний простір. Схему установки по виключенню викидів з міжконусного простору доменної печі наведено на рис. 11.3. Основне завдання завантажувального пристрою – забезпечити рівномірний розподіл завантажуваних матеріалів, не порушуючи при цьому герметичності печі. Інакше з неї при завантаженні кожної порції шихти виривалися б відновлювальні гази. У металургійній практиці відомі дво-, три- і навіть чотириконусні пристрої з газоушільнювальними клапанами.

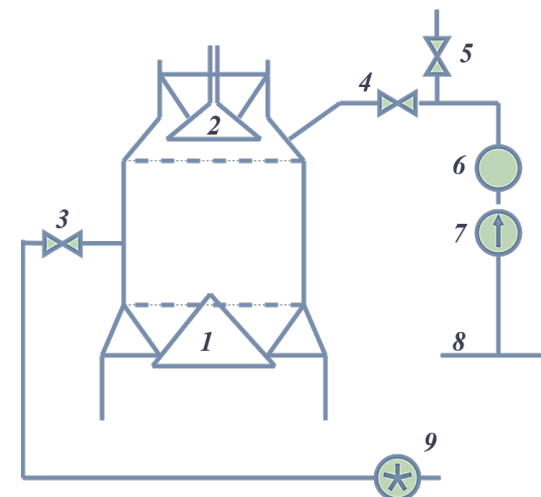


Рисунок 11.3 – Принципова схема установки по вилученню викидів з міжконусного простору доменної печі:

- 1 – великий конус; 2 – малий конус; 3 – зрівняльний клапан;
- 4 – редуційний клапан; 5 – вибуховий клапан; 6 – ресивер;
- 7 – компресор; 8 – газопровід напівчистого газу; 9 – скрубєр

На сучасних доменних печах найбільш ефективними виявилися завантажувальні пристрої нового типу – безконусні. Приймальна воронка таких пристроїв переміщається і розподіляє шихту шарами в проміжні бункера-накопичувачі; з них за допомогою дозуючих клапанів шихта потрапляє в центральну завантажувальну трубу, а через неї на жолоб і далі в робочий простір печі. Повну герметичність печі забезпечують

і спеціальні газоущільнювальні клапани. Застосовують рухливі плити на колошнику, що дозволяють як би змінювати його діаметр і таким чином регулювати розподіл шихти в процесі завантаження. При використанні таких плит витрата коксу зменшується досить значно – приблизно на 10 кг/т чавуну. Відповідно зменшення витрати палива веде до зниження кількості шкідливих викидів.

Зниження шкідливих викидів із завантажувального пристрою доменної печі досягається за рахунок наступного: перед сходом шихти в піч у бункер завантажувального пристрою подається азот і при цьому створюється тиск на 100 Па, що перевищує тиск газу під колошником печі. В результаті цього виключається перетікання запиленого газу з колошника в завантажувальний пристрій. Ефективність придушення пилу становить 99,6 %. При цьому на 87 % зменшується виділення оксиду вуглецю (з доменної печі щодоби, крім пилу, виділяється в атмосферу 8–12 т оксиду вуглецю).

Нові доменні печі працюють з тиском газу під колошником 3250 кПа, що зменшує винос пилу з печі майже в 2 рази. Переведення доменних печей на режим підвищеного тиску вносить деякі зміни в існуючу технологію очищення газів. З підвищенням тиску газу під колошником змінився гранулометричний склад пилу, який виноситься з печі. Тобто зменшився розмір частинок. Запиленість доменного газу при роботі доменної печі з підвищеним тиском під колошником становить 15–20 г/м³. При очищенні газу з доменних печей, що працюють під низьким тиском, запиленість становить 40–50 г/м³.

На ряді підприємств діють автоматизовані установки для виробництва товарного гранульованого шлаку безпосередньо біля доменної печі. При гасінні і грануляції доменного шлаку в атмосферу виділяється велика кількість сірководню, сірчастого і сірчаного ангідритів. Їх уловлювання здійснюється вапняним молоком у скруберах і газоходах при щільності зрошення 2–6 л/(с·м²). Ступінь очищення газів становить 80–90 %. Поглинальний розчин циркулює в замкнутому циклі без скидання стічних вод.

Перспективним напрямком очищення від шкідливих речовин парогазових викидів грануляційних установок є застосування фільтрів з іонообмінних смол і синтетичних матеріалів (поліпропілену, лавсану), які отримані голкопробивним способом. Принципова схема очищення газів, що утворюються в процесі позадоменної десульфурації чавуну (шляхом продувки рідкого чавуну повітрям або киснем), наведена на рис. 11.4. Застосовують газоочисні установки сухого типу з електрофільтрами і мокрого типу з трубами Вентурі. Сухий спосіб очищення газів найбільш ефективний, так як уловлений в сухому вигляді пил, що складається в основному з графіту, використовують у ливарному виробництві.

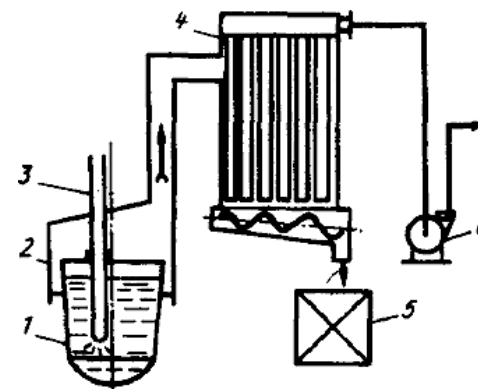


Рисунок 11.4 – Схема очищення газів, що утворюються в процесі десульфурації чавуну:

1 – ківш із рідким чавуном; 2 – зонтик-укриття; 3 – фурма;
4 – фільтр; 5 – контейнер для пилу; 6 – димосос

11.2. Захист природних водойм від забруднення стічними водами доменного виробництва

На охолодження доменної печі, в якій розвиваються дуже високі температури, витрачається величезна кількість прісної води – до 30 м³ при виплавці 1 т чавуну. В доменних цехах

забруднені стічні води утворюються при очищенні доменного газу, на розливних машинах чавуну, в газопроводах коксового і змішаного газу, при грануляції доменного шлаку, а також гідро-забиранні пилу в підбункерних приміщеннях.

При очищенні 1000 м³ газу утворюється близько 4–6 м³ стічних вод, що містять пил (частинки руди, коксу, вапняку, агломерату), хімічні сполуки (сульфати, хлориди), а також розчинені гази. Загальна кількість стічних вод, що утворюються від змиву просипу і пилу, досягає 300–360 м³/год на кожну доменну піч.

Витрата води на одну розливну машину чавуну становить близько 350 м³/год. У стічних водах розливних машин містяться уламки застиглого чавуну, окалина, коксовий дріб'язок, графіт, негашене вапно і вапняковий шлам, що призводить до високого ступеня лужності стоків. Кількість стічних вод при цьому становить 70–80 % споживаної води.

У результаті охолодження газу в трубопроводах утворюється конденсат в кількості 20–40 л на 1000 м³ газу. Конденсат із газопроводів коксового і змішаного газу містить феноли, ціаніди, нафталін, масла, смоли, сірку та ін.

При грануляції доменного шлаку витрачається до 2 м³ води на 1 т рідкого чавуну. У стічних водах містяться сульфати, сірководень, хлориди.

Забруднені стічні води доменного виробництва, як правило, не скидаються в природні водойми, так як використовуються в оборотному водопостачанні. На рис. 11.5 (див. с. 185) показана одна з систем оборотного водопостачання.

Вода очищається від шкідливих домішок у радіальних відстійниках, охолоджується на градирнях і знову включається в технологічний цикл. Питоме навантаження на відстійники при освітленні стічних вод досягає 2,5 м³/(год·м²). Для поліпшення освітлення води застосовують реагентні методи коагуляції, що дозволяє довести навантаження на 1 м² поверхні відстійника до 4 м³/год. У якості коагулянту використовують поліакриламід, вапно і залізний купорос. Освітлення стічних вод після газоочищення доменного газу проводиться в радіальних відстійниках (зазвичай блок із двох або чотирьох відстійників з одним

розподільним колодязем). Освітлена вода надходить у периферійні збірні лотки, звідки по трубопроводу відводиться на насосну станцію. Осілий шлам зсувається рухомою скребковою фермою, що приводиться в рух електродвигуном, до центру відстійника і потім по всмоктуючим трубопроводам подається до насосів.

Очищення стічних вод розливних машин проводиться в горизонтальних відстійниках; водопостачання розливних машин здійснюється за оборотною схемою.

Очищення стічних вод (конденсату) газопроводів коксового і змішаного газу проводиться в дві або три ступені. Після двоступеневого очищення (механічного та біохімічного) стічні води проходять доочищення на очисних спорудах господарсько – фекальної каналізації.

Очищення стічних вод, що утворюються при грануляції шлаку, гідроприбиранні пилу, осипу з-під конвеєрів, змиві стрічки транспортера при зворотному ході та гідротранспортуванні пилу



Рисунок 11.5 – Комплекс оборотного циклу водопостачання газоочищення доменного цеху

від вентиляційних пристроїв підбункерних приміщень, проводиться в горизонтальних відстійниках. Із відстійників шлам видаляється грейферним ковшем.

Серйозною перешкодою для ефективної роботи системи оборотного водопостачання є утворення карбонатних відкладень CaCO_3 на всіх спорудах системи, що пояснюється високою концентрацією вільної вуглекислоти в доменному газі, яка переходить у воду в газоочисних апаратах. Для видалення цих відкладень застосовуються механічні способи, а також гідропневматичне очищення лотків, трубопроводів і градижень. Для розпушення відкладень в оборотну воду додають фосфати. Зменшенню утворення відкладень сприяє двоступенева рекарбонізація оборотної води вуглекислотою димових газів (перед градирнею і після неї), причому ефект підвищується в разі видування вільної вуглекислоти з відпрацьованої води в аераторі перед радіальними відстійниками (рис. 11.6).

Для успішного застосування рекарбонізації оборотної води в системах водопостачання доменної газоочистки з води



Рисунок 11.6 – Система двоступеневої рекарбонізації оборотної води

у відстійниках видаляються мікрокристали карбонатів, цьому сприяє видування вільної вуглекислоти з води перед її освітленням (дегазація), введення у воду димових газів за допомогою водяного ежектора, що працює на обіговій воді.

На ряді підприємств застосовується єдина система оборотного водопостачання для гідроприбирання приміщень, гідротранспортування осипу від технологічних агрегатів і пилу від вентиляційних систем споруджень транспортерної шихтоподачі доменних печей, корпусу аглофабрики. Основною спорудою цієї системи є корпус зневоднення, в якому стоки очищаються від шламу, а зневоднений шлам, що є цінною технологічною сировиною (у ньому міститься 50–60 % Fe), повертається у виробництво.

Широке поширення набула наступна схема обробки стоків доменних цехів: шламові стоки надходять у приймальний резервуар центральної пульпонасосної станції, звідки їх подають у напірні гідроциклони, а далі через розподільний бак на радіальні відстійники-згустки, з яких вода після очищення стікає в резервуар освітленої води та з нього окремими порціями повертається для подальшого використання. Шлами, що випали в осад у згустку, відкачуються шламовими насосами в приймальний бак пульпи, зневоднюються на дискових вакуум – фільтрах і подаються на транспортер звороту.

Застосовуються також об'єднані оборотні цикли водопостачання газоочистки доменного і сталеплавильного цехів (рис. 11.5): шламові стоки від газоочистки надходять самопливом в розподільні камери, а потім у радіальні відстійники для освітлення від зважених частинок.

11.3. Зменшення шкідливих викидів доменного виробництва технологічним шляхом

Кількість викидів пилу в доменному виробництві, залежить від ступеня підготовленості сировини до плавки, міцності коксу, а також від того, наскільки рівно працює піч. Велике значення

має якість сировини, тому в шихті для доменної печі намагаються збільшити частки окатишів і агломерату. На рудному дворі сировина усереднюється за складом; для кожного сорту чавуну встановлюється певна пропорція між рудою, окатишами, агломератом, коксом і вапняком. Важливо правильно укласти шихту в печі, виміряти рівень засипки, що досягається стабільною роботою завантажувального (засипного) апарату, який рівномірно розподіляє матеріали по окружності печі, і надійністю зондів-щупів, що заміряють рівень шихти в печі. Удосконалення технологічного процесу виплавки чавуну направлено, перш за все, на зменшення витрати коксу, що веде до зниження викидів пилу і газу. Найбільш ефективним способом зниження витрати коксу є підігрів дуття до 1300 °С з подальшим підвищенням температури до 1450 °С. До зниження витрати коксу призводять: зволоження-осушення дуття; вдування в піч палива (мазуту, природного газу, подрібненого до пилу недефіцитного вугілля, кам'яновугільної смоли); збагачення дуття киснем, застосування комбінованого дуття (природного газу в суміші з киснем); підвищення тиску газу під колошником.

Стабільна робота доменної печі залежить і від кваліфікації робітників, які ведуть технологічний процес.

Питання для самоконтролю

1. Перерахуйте, які основні відходи утворюються при доменному виробництві.
2. Чому актуальне повернення відходів доменного виробництва в технологічні переробки?
3. Опишіть, що являє собою доменний газ, з чого він складається і яка температура доменного газу на виході з печі.
4. Чим утруднено використання доменного газу у високотемпературних печах?
5. Чим зазвичай засмічений доменний газ і які заходи вживаються для запобігання засмічення пальникових пристроїв та утворення відкладень у газопроводах?

6. У результаті чого утворюється колошниковий пил і чим обумовлено його винос з доменної печі?
7. Опишіть процес багатоступінчастого очищення доменного газу від пилу. Який вид газоочищення є найбільш ефективним у металургії і за допомогою якого обладнання він здійснюється?
8. Що являє собою труба Вентурі та який її принцип дії?
9. Яке рішення майже повністю виключає викиди пилу з міжконусного простору? Опишіть схему установки по виключенню викидів з міжконусного простору доменної печі.
10. Опишіть схему очищення газів, що утворюються в процесі внедоменної десульфурації чавуну (шляхом продувки рідкого чавуну повітрям або киснем).
11. На які процеси в доменному виробництві витрачається велика кількість прісної води? У результаті яких процесів у доменних цехах утворюються забруднені стічні води?
12. Як використовуються забруднені стічні води в доменному виробництві? Опишіть систему оборотного водопостачання. Для чого застосовується єдина система оборотного водопостачання і які функції виконує її основна споруда?
13. Опишіть, за рахунок чого відбувається зменшення шкідливих викидів доменного виробництва. Який фактор є ключовим у стабільності роботи доменної печі?

1. Андронов В. Н. Минимально возможный расход кокса и влияние на него различных факторов доменной плавки. Санкт-Петербург : Издательство СПбГТУ, 2001. 142 с.
2. Большаков В. И. Технология высокоэффективной энергосберегающей доменной плавки. Киев : Наук. думка, 2007. 412 с.
3. Вегман Е. Ф., Жеребин Б. Н., Похвисев А. Н. и др. Металлургия чугуна. Москва : ИКЦ «Академкнига», 2004. 774 с.
4. Геердес М., Токсопеус Х., Ван дер Влит К. Введение в современный доменный процесс. Липецк : ОАО НЛМК, 2004. 131 с.
5. Ефименко Г. Г., Гиммельфарб А. А., Левченко В. И. Металлургия чугуна. Киев : Вища школа, 1988. 351 с.
6. Плискановский С. Т., Полтавец В. В. Оборудование и эксплуатация доменных печей. Днепропетровск : Пороги, 2004. 495 с.
7. Смирнов А. Н., Зборщик А. М. Внепечное рафинирование чугуна и стали : учебное пособие. Донецк : ГВУЗ «ДонНТУ», 2012. 186 с.
8. Товаровский И. Г. Познание процессов и развитие технологии доменной плавки. Днепропетровск : Журфонд, 2015. 912 с.
9. Шевченко А. Ф., Большаков В. И., Башмаков А. М. Технология и оборудование десульфурации чугуна магнием в большегрузных ковшах. Киев : Наукова думка, 2011. 208 с.
10. Целиков А. И., Полухин П. И., Гребеник В. М. и др. Машины и агрегаты металлургических заводов. Том 1 : Машины и агрегаты доменных цехов : учебник для вузов. Москва : Издательство «Металлургия», 1987. 440 с.
11. Ярошевский С. Л. Выплавка чугуна с применением пылеугольного топлива. Москва : Металлургия, 1988. 176 с.
12. Cameron I., Sukhram M., Lefebvre K., Davenport W. Blast Furnace Ironmaking 1st Edition: Analysis, Control, and Optimization. – Imprint: Elsevier, 2019. – eBook ISBN: 9780128142288, Paperback ISBN: 9780128142271. 828 p.
13. Tupkary R. H., Tupkary V. R. Modern Iron Making Handbook. Dulles, Virginia: Mercury Learning & Information, 2018. 492 p.
14. Treatise on Process Metallurgy. Industrial Processes Part 1 / Editor-in-Chief S. Seetharamen. Amsterdam e. a.: Elsevier. Volume 3. 1745 p.
15. Роучка Г., Вутнау Х. Огнеупорные материалы. Структура, свойства, испытания. Москва : ООО «Интермет Инжиниринг», 2010. 389 с.

Навчальне видання

**Смірнов Олексій Миколайович
Семенко Анастасія Юріївна
Скоробагатько Юлія Петрівна
Горюк Максим Степанович**

ОСНОВИ МЕТАЛУРГІЇ: ВИРОБНИЦТВО ЧАВУНУ

Підручник

Дизайн обкладинки *В. Савельєва*
Технічний редактор *О. Гринюк*
Верстка *О. Данильченко*



Підписано до друку 28.12.2023 р.
Формат 60х84/16. Папір офсетний.
Цифровий друк. Гарнітура Cambria.
Ум. друк. арк. 11,16. Наклад 300.
Замовлення № 1223-134.

Видавництво та друк: Олді+
65101, м. Одеса, вул. Інглезі, 6/1
тел.: +38 (095) 559-45-45, e-mail: office@oldiplus.ua
Свідоцтво ДК № 7642 від 29.07.2022 р.
Замовлення книг:
тел.: +38 (050) 915-34-54, +38 (068) 517-50-33
e-mail: book@oldiplus.ua

