

Лекція 1

Тема лекції: “ Хіміко-технологічні аспекти виробництва залізо-вуглецевих матеріалів”

План лекції:

- 1. Властивості заліза і його сплавів.**
- 2. Загальна схема виробництва чорних металів.**
 - 2.1. Виробництво чавуну.**
 - 2.2. Теоретичні основи доменного процесу.**
 - 2.3. Технологічна схема доменного виробництва.**
- 3. Виробництво і обробка металів.**
 - 3.1. Сталеливарне виробництво.**
 - 3.2. Виплавка сталі в кисневому конверторі.**
 - 3.3. Виплавка сталі в електричних печах.**
 - 3.4. Виплавка сталі в мартенівських печах.**
 - 3.5. Двованні печі.**
 - 3.6. Вторинна обробка сталі.**

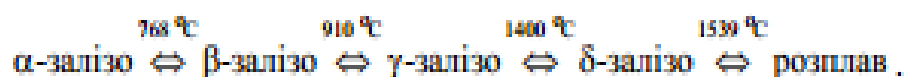
Відповідно до промислової класифікації металів до чорних металів відносяться залізо та його сплави з вуглецем — залізовуглецеві сплави.

Залізо — один із найпоширеніших елементів у природі. Його вміст у земній корі становить 4,2 %. Як складова частина залізо входить майже в усі гірничі породи.

Залізо являє собою твердий світло-сріблястий метал, пластичний, що легко піддається ковці, прокатці, штампуванню й волочінню. Тимчасовий опір на розрив становить 170 – 210 МПа. Щільність заліза $7,87 \text{ т/м}^3$, температура плавлення $1539 \text{ }^\circ\text{C}$, температура кипіння $3200 \text{ }^\circ\text{C}$. Багато властивостей заліза істотно залежать від його чистоти.

За відсутності вологи чистий метал хімічно стійкий, не реагує з киснем, сіркою, галогенами, однак у високодисперсному стані пірофорен. Технічне залізо і його сплави кородують в атмосфері водяної пари, вуглецю (IV) оксиду і кисню з утворенням пористого шару гідратованого заліза (II) оксиду $\text{FeO} \cdot n\text{H}_2\text{O}$. Не взаємодіє з лугами. Із вуглецем за високих температур утворює розчинний у металі карбід заліза Fe_3C (цементит) із вмістом вуглецю 6,67 % і температурою плавлення $1550 \text{ }^\circ\text{C}$, а також два типи твердих розчинів. Залізо так само утворює численні сплави з іншими металами.

Залізо поліморфно й залежно від температури існує в чотирьох алотропічних формах (модифікаціях), пов'язаних оборотними переходами:



Модифікації заліза різняться типом кристалічної решітки, питомим об'ємом, теплоємністю, магнітними й механічними властивостями й розчинністю в них вуглецю.

В основі поліморфних перетворень заліза лежить процес кристалізації; вони протікають через стадію утворення й росту зародків нової фази з наступним формуванням навколо них кристалів іншої структури. Через вузькість температурних інтервалів переходів α -заліза в β -залізо ($142 \text{ }^\circ\text{C}$) і δ -заліза в рідкий стан ($139 \text{ }^\circ\text{C}$) ними можна зневажити й розглядати тільки два переходи:



де α -, δ -, β -залізо мають ОЦК — кубічну об'ємно центровану решітку, а γ -залізо має ГЦК — кубічну гранецентровану решітку.

Залежно від того, в яку кристалічну решітку вміщується вуглець під час його розчинення в залізі, розрізняють два типи твердих розчинів — *ферит* і *аустеніт*.

Ферит — це твердий розчин вміщення вуглецю в α -залізо. За властивостями він близький до чистого заліза, пластичний, має малу міцність, має магнітні властивості.

Аустеніт (по імені Р. Остена) є твердим розчином вміщення вуглецю в γ -залізо (ГЦК). Він стійкий за температур вище 727°C , твердий, але крихкий, не має магнітних властивостей.

Зміни фазової сполуки й структури залізовуглецевих сплавів, тобто системи «залізо – вуглець» залежно від температури за різного вмісту компонентів у ній представлені на спрощеній діаграмі стану цієї системи. Літерні позначення вузлових (критичних) точок на діаграмі всюди стандартизовані й прийняті у всіх країнах.

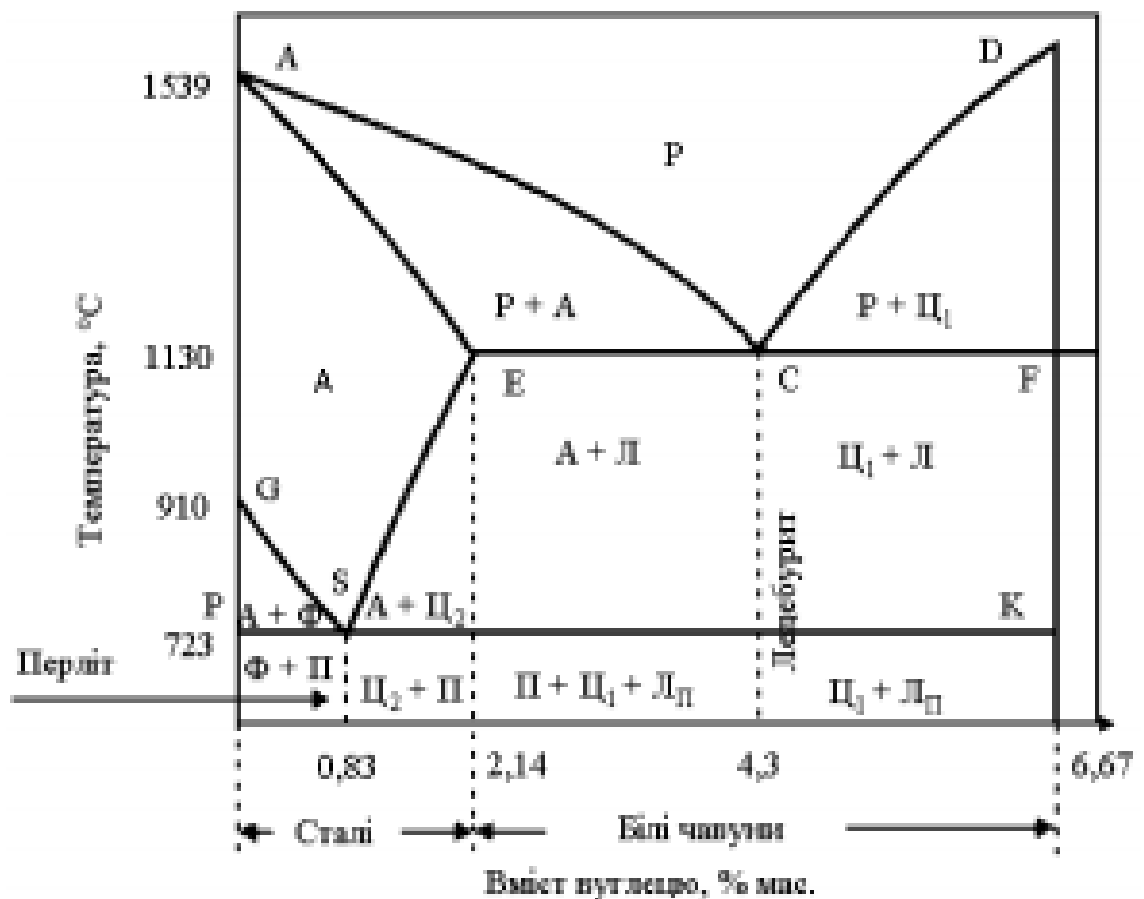


Рис. 9.1. Діаграма стану системи «залізо – вуглець»

Позначення фаз: Ф — ферит; А — аустеніт; Ц₁ — цементит первинний; Ц₂ — цементит вторинний; П = Ф + Ц — перліт; Л = А + Ц₁ — ледебурит; Л_п = П + Ц₁ — ледебурит перетворений, Р — розплава

Ліва частина діаграми (до точки E) описує перетворення, що відбуваються в сталях, тобто в сплавах із вмістом вуглецю до 2,14 %. Права частина — перетворення, що відбуваються в чавунах — сплавах із вмістом вуглецю від 2,14 до 6,67 %. Через те, що цементит (карбід заліза Fe_3C) є як хімічна сполука самостійним компонентом системи, діаграма стану обмежується цим вмістом вуглецю. До того ж, сплави, що містять понад 6,67 % вуглецю, практичного значення не мають. Таким чином, у діаграмі ліва ордината характеризує чисте залізо в α -модифікації до точки G і в γ -модифікації в інтервалі точок G і A. Права ордината відповідає цементиту.

Лінії ACD та AECF на діаграмі характеризують фазові перетворення в системі. Вище лінії ACD (лінії ліквідуса) всі сплави перебувають у рідкому стані, нижче лінії AECF (лінія солідуса) — у твердому стані. Між лініями ліквідуса й солідуса перебувають двофазні області: під час охолодження розплаву нижче лінії AC із нього кристалізується аустеніт, а нижче лінії CD — цементит, називаний первинним, тому що виділяється з розплаву. У точці C затвердіває евтектична суміш аустеніту й первинного цементиту — ледебурит (на ім'я дослідника Ледебура) із вмістом вуглецю 4,3 %.

Тверда фаза із вмістом вуглецю менше 2,14 %, що відповідає сталям, описується областю діаграми AGSE і являє собою однорідний твердий розчин аустеніт. Із діаграми видно, що температура плавлення сталей (лінія AE) залежить від їх сполуки, тобто вмісту вуглецю.

Тверда фаза в області, що лежить між лініями ECF і PSK із вмістом вуглецю більше 2,14 %, що відповідає білим чавунам, має різний склад. Доевтектичні чавуни (2,14 – 4,3 % вуглецю) містять аустеніт й ледебурит, евтектичні (4,3 % вуглецю) — ледебурит й заевтектичні (4,3 – 6,67 % вуглецю) — цементит й ледебурит. До того ж, на відміну від сталей, температура плавлення чавунів (лінія ECF) постійна й не залежить від вмісту в них вуглецю.

Із подальшим зниженням температури в системі відбуваються перетворення у твердій фазі, пов'язані з переходом α -модифікації заліза в β -модифікацію й зміною розчинності вуглецю в залізі. Це призводить до розпаду аустеніту, й надлишковий вуглець, що виділяється, утворює із залізом цементит, що на відміну від первинного називається вторинним. Для сталей це перетворення починається за температур, які відповідають лінії GSE й триває до лінії PSK (723 °C). При цьому, у сталях, що містять менше 0,83 % вуглецю, виділяється ферит, а у сталях із більшим вмістом вуглецю — вторинний цементит. У точці S аустеніт розпадається з утворенням евтектоїдної суміші фериту й цементиту — перліту (від Perl — перли).

Під час охолодження сплавів, що містять у структурі ледебурит (чавуни) нижче лінії PK, не існуючий за низьких температур аустеніт у складі останнього перетворюється в перліт. Ледебурит, що складається з перліту

й цементиту, в якому аустеніт перетворився в перліт, одержав назву ледебуриту перетвореного.

Таким чином, за температур нижче 723 °С (лінія PK) залізовуглецеві сплави залежно від вмісту вуглецю мають таку фазову сполуку:

- доевтектоїдні сталі (менше 0,83 % C) — перліт і ферит;
- евтектоїдні сталі (0,83 % C) — перліт;
- заевтектоїдні сталі (більше 0,83 % C) — перліт і цементит;
- доевтектичні чавуни (менше 4,3 % C) — перліт, ледебурит перетворений і цементит вторинний;
- евтектичні чавуни (4,3 % C) — ледебурит перетворений;
- заевтектичні чавуни (більше 4,3 % C) — ледебурит перетворений і цементит первинний.

Діаграма стану «залізо – вуглець» дозволяє проаналізувати сутність перетворень, що відбуваються в залізовуглецевих сплавах під час нагрівання й охолодження, й, виходячи із цього, обрати відповідні режими термічної обробки сталей і чавунів із метою надання їм певних властивостей і структури.

Класифікація чорних металів

В основу класифікації чорних металів покладено їх хімічний склад. У загальному випадку чорні метали — це складні системи, які крім заліза й вуглецю містять різноманітні домішки (сірку, азот, фосфор, кремній тощо), внесені в метал із вихідної сировини в процесі виробництва, а також метали, які додаються цілеспрямовано з метою надання сплаву певних властивостей.

За вмістом вуглецю чорні метали поділяють на дві основні групи: *сталі* (менше 2,14 % C) і *чавуни* (більше 2,14 % C). Через те, що це кількісне розходження пов'язане з особливостями модифікацій заліза й структурою металу, то подібна класифікація є природною класифікацією.

Сталі поділяють на *вуглецеві*, в яких інші метали утримуються в незначних кількостях і не впливають на їх властивості, й *леговані*, до складу яких вводяться такі метали, як хром, нікель, вольфрам, ванадій, молібден тощо, для надання їм певних властивостей. За вмістом вуглецю *вуглецеві* сталі поділяють на *низько-*, *середньо-* і *високовуглецеві*.

Чавуни поділяють на *білі* (передільні), *сірі* (ливарні) і *модифіковані*. Білі чавуни містять вуглець у формі карбиду заліза Fe_3C (цементиту) і утворюються під час кристалізації розплавів. У сірих чавунах вуглець перебуває частково у вигляді графітових включень різної конфігурації, що виділяються з рідкої або твердої фази під час повільного охолодження (графітізація). Модифіковані чавуни містять добавки, що поліпшують розподіл графіту й структуру чавунів (кремній, магній, алюміній).

Особливу групу чорних металів становлять *феросплави* — маловуглецеві сплави заліза з високою концентрацією інших елементів: феромарганцю, ферокремнію, ферохрому тощо.

Класифікація чорних металів за хімічним складом наведена на рис. 9.2.

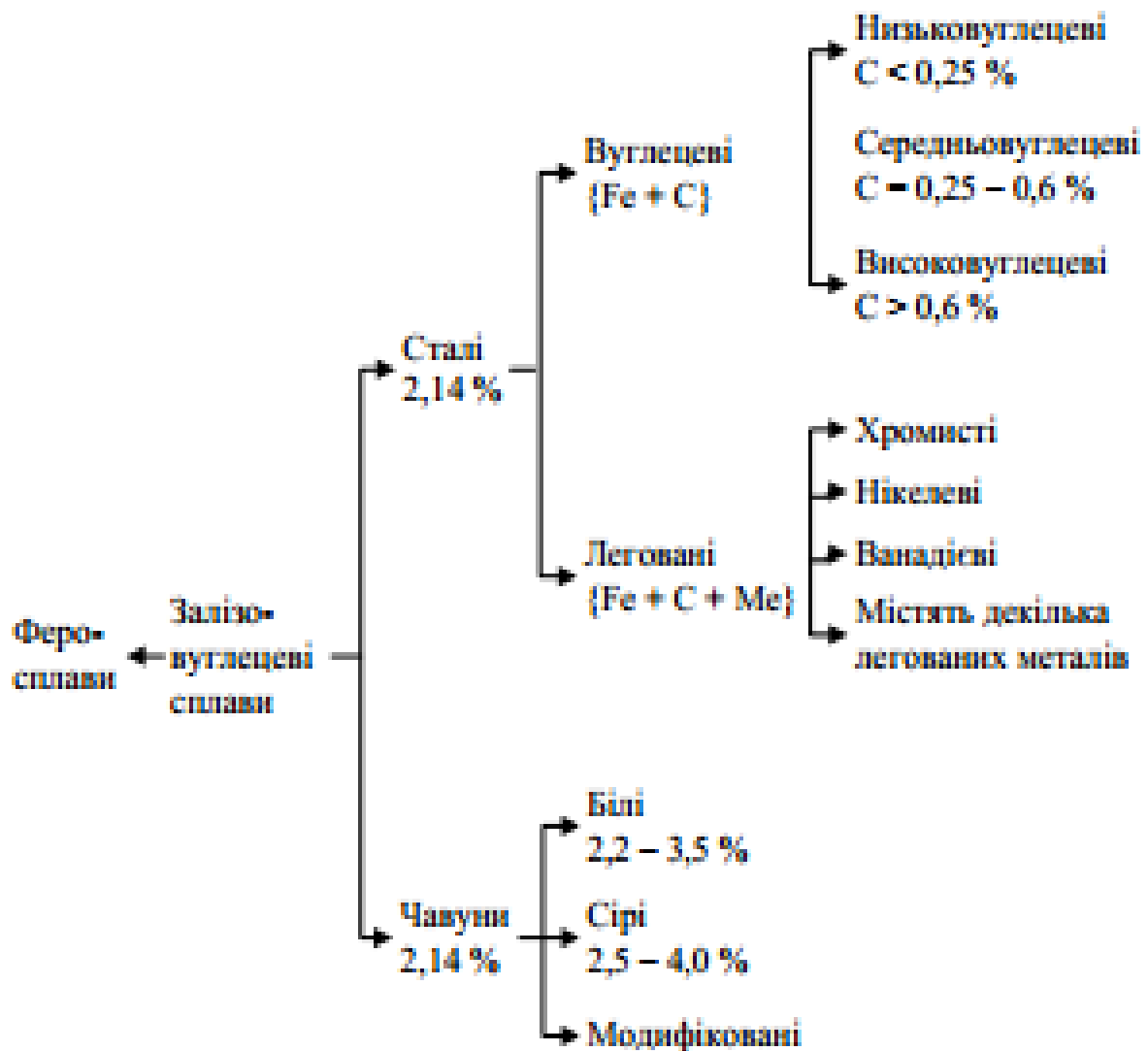


Рис. 9.2. Класифікація чорних металів за хімічним складом

Залізні руди

Вихідна сировина для виробництва металів — залізні руди. Залізо перебуває в природі у вигляді оксидів різного ступеня окиснення. Мінеральні породи, що містять подібні оксиди в суміші з порожньою породою, називаються залізними рудами.

Порожня порода руди складається з оксидів кремнію, алюмінію, кальцію й магнію, які утворюють різноманітні силікати й алюмосилікати. Крім порожньої породи в залізних рудах містяться у вигляді оксидів такі метали, як марганець, хром, нікель, молибден, вольфрам, ванадій. За вмістом заліза руди поділяються на бідні (30 %), середні (30 – 50 %) і багаті (більше 50 %).

За формою сполук заліза руди поділяються на такі різновиди:

1. *Магнетитова руда* (магнітний залізняк). Містить залізо у вигляді магнетиту Fe_3O_4 (78,4 % Fe), який можна розглядати як суміш заліза (II) і (III) оксидів $\text{FeO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$. Ступінь окиснення магнетиту, тобто співвідношення в ньому заліза оксидів, характеризується відношенням $\text{Fe}_{\text{III}}/\text{FeO}$. Для чистого магнетиту воно дорівнює 2. У рудах, за рахунок окиснення заліза (II) оксиду, воно підвищується до 7 і вище. Подібні руди називаються *марти́там*. У найпоширеніших рудах вміст заліза становить 50 – 60 %, звичайно вони містять сірку й фосфор і важко відновлюються.

2. *Гематитова руда* (червоний залізняк). Містить залізо у вигляді безводного оксиду Fe_2O_3 (70,0 % Fe), який утворюється в результаті вивітрювання й окиснення магнітного залізняку. Містить 50 – 70 % заліза з невеликою кількістю сірки й фосфору. Легко відновлюється.

3. *Бурий залізняк*. Містить залізо у вигляді гідратованого заліза (III) оксиду: *лімоніту* $2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ і *гетиту* $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$ й утворюється під час вивітрювання й окиснення інших залізних руд. Найпоширеніший лімоніт містить значну домішку оксидів алюмінію й кремнію з вмістом заліза 30 – 40 %. Легко відновлюється.

4. *Сидерит* (шпатовий залізняк). Містить залізо у вигляді карбонату FeCO_3 без будь-яких шкідливих домішок. Вміст заліза не перевищує 30 – 40 %.

9.2. Загальна схема виробництва чорних металів

Із всіх чорних металів найбільше промислове значення має сталь. Вона може бути отримана із залізної руди переробкою чавуну, прямим відновленням руди у твердій фазі й гідрометалургійним методом через заліза хлориди. У теперішній час у промисловості використовується практично тільки перший метод. Світове виробництво сталі прямим відновленням не перевищує 2 – 3 % від загального виробництва. Гідрометалургійний метод перебуває в стадії пророблення. Крім сталі до основних цільових продуктів чорної металургії відносяться сірий (ливарний) чавун і металеві порошки. На рис. 9.3 наведена загальна схема переробки залізної руди в цільові продукти.

Сучасне виробництво чорних металів — це складне комбіноване виробництво, що містить основні та допоміжні цехи і заводи:

- шахти з видобутку руди й кам'яного вугілля;
- гірничозбагачувальні комбінати зі здрібнювання, збагачення й згрудкування руд і концентратів;
- коксохімічні цехи й заводи, що забезпечують підготовку вугілля, їх коксування й уловлювання продуктів коксування;

- енергетичні цехи для одержання кисню, стисненого повітря для дуття й очищення газів металургійних виробництв;
- доменні цехи для виплавки передільного й ливарного чавунів;
- заводи для виробництва феросплавів;
- сталеплавильні цехи (конвертерні, мартенівські, електросталеплавильні) для виробництва сталі;
- прокатні цехи.

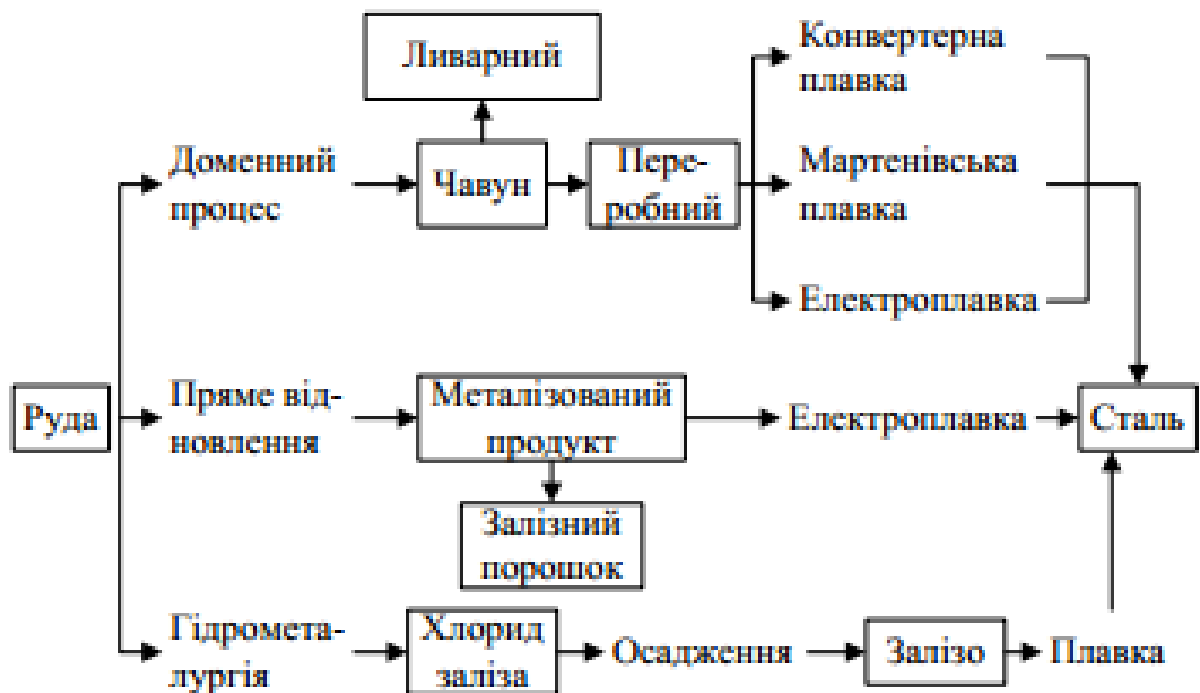


Рис. 9.3. Загальна схема переробки залізної руди

9.2.1. Виробництво чавуну

Виробництво чавуну — це перша стадія двоступінчастого процесу переробки залізних руд у сталь, що у цей час переважає. Чавун виплавляють із залізорудної сировини в доменних печах, в яких за рахунок згоряння палива створюються високі температури, що забезпечують процеси відновлення заліза оксидів руди, утворення рідкого чавуну й відділення порожньої породи у вигляді шлаків. Подібний процес одержав назву доменного процесу або доменної плавки.

Сировина для доменної плавки

Як сировину в доменному процесі використовують спеціально підготовлені залізні руди (агломерат, котуни), тверде, рідке й газоподібне паливо, флюси, марганцеві руди й повітря. Суміш твердих компонентів сировини, що завантажується в доменну піч, називається *шихтою*.

1. *Паливо* забезпечує створення в печі високих температур, необхідних для перебігу реакцій відновлення заліза оксидів, утворення вуглецю (II) оксиду і водню, що є газоподібними відновниками, дифузію вуглецю у відновлене залізо й утворення чавуну. Як паливо використовується переважно кам'яновугільний кокс і, для зниження його витрати, добавки газоподібного (природний і коксовий газ), рідкого (мазут) і аерозольного (вугільний пил) палив. Доменний кокс повинен мати високу міцність, опір до стирання, не спікатися в умовах доменного процесу й містити мінімальні кількості золи, сірки й фосфору. Так, наприклад, підвищення вмісту сірки в коксі на 1 % збільшує витрату коксу на 10 % і знижує продуктивність печі на 20 %. Звичайно, у металургійному коксі утримується: золи 8–12 %, сірки 0,5–2,0 % і фосфору до 0,5 %.

2. *Флюси* вводять у шихту для утворення з порожньою породою руди й золою коксу рідкотекучих й легко відокремлюваних від чавуну шлаків, які містять тугоплавкі оксиди кремнію, алюмінію й кальцію. Як флюси використовують карбонат кальцію, який не містить домішок сірки й фосфору й доломіт $\text{CaCO}_3 \cdot \text{MgCO}_3$. У сучасному процесі флюси вводять не безпосередньо в доменну піч, а в шихту під час її підготовки, утворюючи так званий офлюсований залізорудний матеріал.

3. *Марганцеві руди*, що містять оксиди марганцю MnO_2 і Mn_2O_3 або карбонат марганцю MnCO_3 , використовуються під час виплавляння феромарганцю й високомарганцевистих (із вмістом близько 1 %) сортів ливарного й передільного чавунів.

4. *Повітря*, збагачене киснем, забезпечує горіння палива й утворення газоподібних відновників.

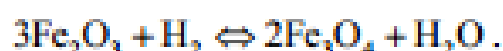
5. *Залізні руди* перед доменною плавкою проходять спеціальну підготовку. Мета підготовки — підвищення вмісту заліза в залізорудних матеріалах, забезпечення необхідних дисперсності й газопроникності їх і, як наслідок, збільшення продуктивності доменної печі, зниження витрат коксу й флюсів. Основними операціями підготовки є збагачені руди й згрудкування рудного дріб'язку. Перед цим сировину піддають звичайним операціям дроблення, тонкого здрібнювання й класифікації (просівання).

Метод збагачення залежить від сполуки руди, гідрофобності порожньої породи й форми знаходження заліза в руді. Залежно від цього для збагачення використовують промивку (відмивання порожньої породи), флотацію, гравітаційну й магнітну сепарацію. При цьому оптимальний ступінь збагачення обирають із техніко-економічних міркувань. Із підвищенням вмісту заліза в концентраті зростають витрати на збагачення, але скорочуються витрати на доменний процес.

Найпоширеніший метод *магнітної сепарації*, яким одержують до 90 % усього залізорудного концентрату, заснований на різній магнітній проникності мінералів руди й придатний для збагачення магнітних залізняків.

Магнітна сепарація може бути сухою, коли руду завантажують на барабани магнітних сепараторів, і мокрою, коли рудну пульпу подають у ванну під обертовий барабан з електромагнітом, що витягає з пульпи феромагнітний мінерал.

Для збагачення методом магнітної сепарації немагнітних бурих і червоних залізняків їх попередньо піддають *магнетизувальному (відновному) випалу* за 600...800 °С у відновній атмосфері, що утворюється під час неповного згорання палива:



Магнетизувальний випал спричиняє підвищення вмісту заліза в концентраті й по суті є хімічним збагаченням.

Отримані в результаті збагачення концентрати усереднюються за складом, після чого надходять на операцію окускування.

9.2.2. Теоретичні основи доменного процесу

Процес доменної плавки відбувається в плавильних агрегатах безперервної дії шахтного типу — доменних печах, що являє собою реактори ідеального витиснення РІВ-Б. У них безупинно рухаються назустріч один одному два матеріальних потоки: зверху до низу тверда шихта й від низу до верху газоподібні відновники, що утворюються в результаті горіння палива й взаємодії продуктів горіння з компонентами шихти. Подібний режим протитоку створює сталість рушійної сили й швидкості процесу відновлення й забезпечує стаціонарність режиму роботи доменної печі. На рис. 9.4 надана загальна принципова схема підготовки залізорудної сировини для доменного процесу, включаючи операції збагачення, агломерації та згрудкування.

Профіль плавильного простору печі обраний таким чином, щоб забезпечити рівномірне опускання шихти внаслідок горіння коксу, плавлення матеріалів шихти й періодичний випуск чавуну й шлаків, рівномірний розподіл газового потоку по перетину печі й максимально інтенсивне протікання процесів відновлення руди, утворення й поділи чавуну й шлаків. Відповідно до цього в плавильному просторі печі розрізняють такі частини: колошник, шахту, розпар, заплечики й горн. На рис. 9.5 наведений розріз доменної печі й розподіл температур по її висоті.

У випадку сталого режиму роботи печі в ній утворюється й підтримується певний температурний режим і відбуваються хімічні й фізико-хімічні процеси, які можуть бути зведені до декількох груп. Вони наведені нижче, причому номери їх відзначені на схемі печі в тих зонах, в яких вони відбуваються.



Рис. 9.4. Принципова схема підготовки залізних руд до доменної плавки

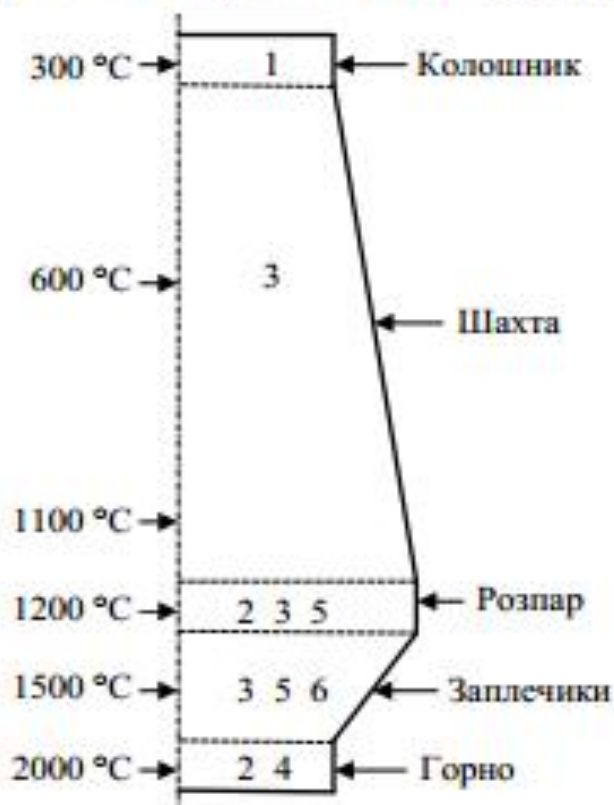


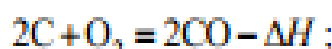
Рис. 9.5. Профіль доменної печі

1. *Підготовчі процеси.* До підготовчих процесів, перебіг яких відбувається в інтервалі температур 100...400 °С, відносяться виділення гігроскопічної й гідратної води й летких речовин із твердого палива.

2. *Утворення газоподібних відновників.* Газоподібні відновники утворюються в результаті повного згоряння вуглецю коксу й природного газу за температур 1 800...1 900 °С і наступного відновлення продуктів окиснення за умов контакту з розпеченим коксом:



Підсумовуючи, відповідно, одержуємо рівняння утворення газоподібних відновників:

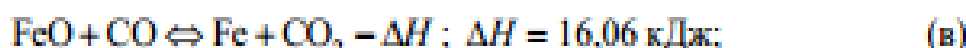


3. *Відновлення заліза оксидів.* Відновлення заліза оксидів починається за температур вище 570 °С й відповідно до теорії А.А. Байкова відбувається східчасто від вищих оксидів до нижчих, тобто:



Закінчується відновлення за температури 1 200 °С.

Під час доменної плавки пряме відновлення заліза оксидів вуглецем коксу відіграє незначну роль і можливо лише за високих температур. У доменній печі переважає процес непрямого відновлення вуглецю (II) оксидом і воднем, описуваний рівняннями:



Із цих реакцій — (а), (в) і (г) відбуваються з виділенням тепла, реакції (б), (д) і (е) — із поглинанням тепла. Розрахунок ізобарно-ізотермічних потенціалів реакцій (а), (б) і (в) за значеннями ΔG оксидів (табл. 9.1) дає для

них значення, відповідно, мінус 66, мінус 54, мінус 6 кДж, що підтверджує теорію ступеневого відновлення заліза оксидів.

Таблиця 9.1

Ізобарно-ізотермічні потенціали оксидів

Оксид	FeO	Fe ₂ O ₃	Fe ₃ O ₄	CO	CO ₂	MnO	SiO ₂
ΔG_{298}^0 , кДж/моль	- 252	- 744	- 1 020	- 137	- 395	- 364	- 851

Підсумовуючи реакції (а), (б) і (в), одержуємо рівняння відновлення заліза (III) оксиду до металевого заліза у вигляді:



Процес у цілому є екзотермічним.

Із наведених вище реакцій утворення газоподібних відновників виходить, що цьому сприяє збільшення концентрації кисню в повітрі, яке подається в піч, її підвищення тиску, що її використовується на практиці.

За температур вище 900 °С відбувається інтенсивне відновлення вуглецю (IV) оксиду на поверхні розпеченого коксу й процес може бути описаний рівняннями:



Підсумовуючи їх, отримуємо:



тобто процес відновлення заліза оксиду FeO можна розглядати як пряме відновлення, тому що перебіг процесу відбувається у твердій фазі.

4. Навуглецювання заліза й одержання чавуну. Навуглецювання губчатого металевого заліза відбувається під час його контакту з доменними газами, що містять вуглецю (II) оксид, і розпеченим коксом. Процес науглецювання починається у твердій фазі за температур приблизно 600 °С на поверхні щойно відновленого заліза, який каталізує реакцію розпаду вуглецю (II) оксиду. При цьому утворюється високоактивний сажистий вуглець, що реагує із залізом з утворенням заліза карбїду:

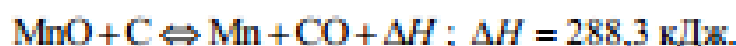


або $3\text{Fe} + 2\text{CO} = \text{Fe}_3\text{C} + \text{CO}_2 - \Delta H; \Delta H = 180,5 \text{ кДж.}$

Під час переходу металу в рідкий стан науглецювання стає більш інтенсивним і відбувається вже безпосередньо за рахунок взаємодії заліза з розпеченим коксом із наступним розчиненням заліза карбиду в залізі. У міру науглецювання температура плавлення заліза знижується з 1 539 °С (чисте залізо) до 1 135 °С (сплав, що містить 4,3 % вуглецю).

5. Відновлення домішок. До складу металізованих матеріалів шихти (агломерат, котуни) входять крім заліза оксиди різних елементів. За зростанням спорідненості до кисню й термодинамічної міцності їх оксидів вони розташовуються в ряд: Cu, As, Ni, P, Zn, Mn, V, Cr, Si, Ti, Al, Mg, Ca. Ступінь відновлення цих елементів у доменній печі відповідає їх положенню в цьому ряді. Мідь, миш'як, фосфор подібно залізу майже повністю відновлюються й переходять у чавун; цинк, хоча й відновлюється, але сублимується; ванадій і хром відновлюються на 70 – 90 %. Алюміній, кальцій і магній під час доменної плавки не відновлюються.

Найважливіші елементи в шихті — марганець і кремній, які містяться у вигляді різних силікатів у складі агломерату, золи, коксу й марганцю оксидів у складі марганцевих руд. Кремній і марганець (із його нижчого оксиду) відновлюються тільки за реакціями прямого відновлення за температур 1 150...1 300 °С.



На відміну від марганцю (II) оксиду вищі оксиди його легко відновлюються в газовій фазі вуглецю (II) оксидом уже за температур 200...500 °С у послідовності, аналогічній послідовності відновлення заліза оксидів:



Розрахунок ізобарно-ізотермічного потенціалу реакцій відновлення кремнію й марганцю за значеннями ΔG відповідних оксидів (табл. 9.1) показує, що вони становлять, відповідно, плюс 61 і мінус 31 кДж, а для реакції відновлення заліза з FeO плюс 109 кДж. Тому прямому відновленню піддаються, у першу чергу, кремній і марганець.

6. Утворення шлаків. Під час доменної плавки одночасно з утворенням чавуну утворюються шлаки у вигляді різних силікатів за рахунок взаємодії невідновлених основних (CaO, MgO, MnO, FeO) і кислотних (Al₂O₃ і SiO₂) оксидів. У процесі переміщення в зону високих температур (вище 1 400 °С) шлаки збагачуються оксидами кальцію, магнію, алюмінію й кремнію за рахунок відновлення оксидів заліза й марганцю й стають рідкотекучими. Склад доменних шлаків: 85 – 95 % CaO, SiO₂, Al₂O₃; 2 – 10 % MgO; 0,2 – 0,6 % FeO; 0,3 – 3,0 % MnO; 1,5 – 2,5 % сірки у вигляді CaS.

7. *Реакції за участю сірки й фосфору.* Сірка й фосфор вносяться в доменну піч із матеріалами шихти: сірка у вигляді органічних сполук, сульфідів і дисульфідів заліза й інших металів, а також сульфатів із коксом і агломератом, фосфор — у вигляді тетракальційфосфату з порожньою породою й флюсами. Обидва елементи погіршують якість як чавуну, так і виплавленої із нього сталі, тому вміст їх у металі повинен бути обмеженим.

Відновлення фосфору за наявності кремнію оксиду шихти відбувається за температур вище 1 100 °С за реакціями:



Відновлений фосфор розчиняється в залізі й повністю переходить у чавун. Тому одержати метал із низьким вмістом фосфору можна тільки на основі низькофосфористої шихти.

Сірка з шихти в процесі плавки частково, на 10 – 20 %, переходить у газову фазу у вигляді сірки (IV) оксиду, сірководню й інших сполук, але більша частина її залишається в шихті у вигляді заліза сульфідів FeS, марганцю MnS і кальцію CaS. Із них сульфід заліза й марганцю добре розчинні в металі, а кальцію сульфід — у шлаку. Тому для видалення сірки з чавуну необхідно перевести сульфід заліза й марганцю в кальцію сульфід, що не розчиняється в чавуні.

Для цього в печі повинні бути створені умови одержання рідкого заліза та добре нагрітих шлаків лужного характеру з високим вмістом кальцію оксиду. Під час взаємодії таких шлаків із заліза сульфідами й марганцю відбуваються обмінні реакції:



і



Утворені оксиди металів відновлюються вуглецем коксу до вільних металів, тому процес видалення сірки з чавуну може бути виражений сумарним рівнянням, наприклад, для заліза сульфідів:



9.2.3. Технологічна схема доменного виробництва

Організація технологічного процесу виплавки чавуну з руди повинна передбачати:

- безперервність процесу плавки за умов періодичності операцій завантаження матеріалів шихти, випуску чавуну й шлаків;
- здійснення протитечії реагентів (шихти й газоподібних компонентів сировини);
- використання теплоти продуктів процесу;

– герметизацію устаткування й можливість безперервного відбору доменного газу.

Відповідно до цих завдань технологічна схема доменного виробництва (рис. 9.6) містить:

- рудний двір і бункерну естакаду для зберігання, дозування й завантаження в скіпи (візки) матеріалів шихти;
- доменну піч;
- систему підігріву й подачі повітряного дуття;
- пристрій для збирання й транспортування рідких продуктів плавки (чавуну й шлаків);
- систему очищення доменного газу.

Агломерат і коке завантажуються на рудному дворі в бункери 1 і 2, з яких вони надходять у скіпи підйомника 3. Скіпи з матеріалами шихти в певній послідовності наприклад, АККАК (де А — скіп з агломератом, К — скіп із коксом), подаються в завантажувальний пристрій (засипний апарат) 5 доменної печі 4. У нижню частину печі через фурми за допомогою повітродувки з каупера (повітронагрівача) 9 подається повітря, нагріте до 1 200...1 300 °С плавки. Рідкі чавун і шлаки, які утворилися під час перебігу процесу, періодично випускаються з нижньої частини печі через спеціальні отвори — льотки.

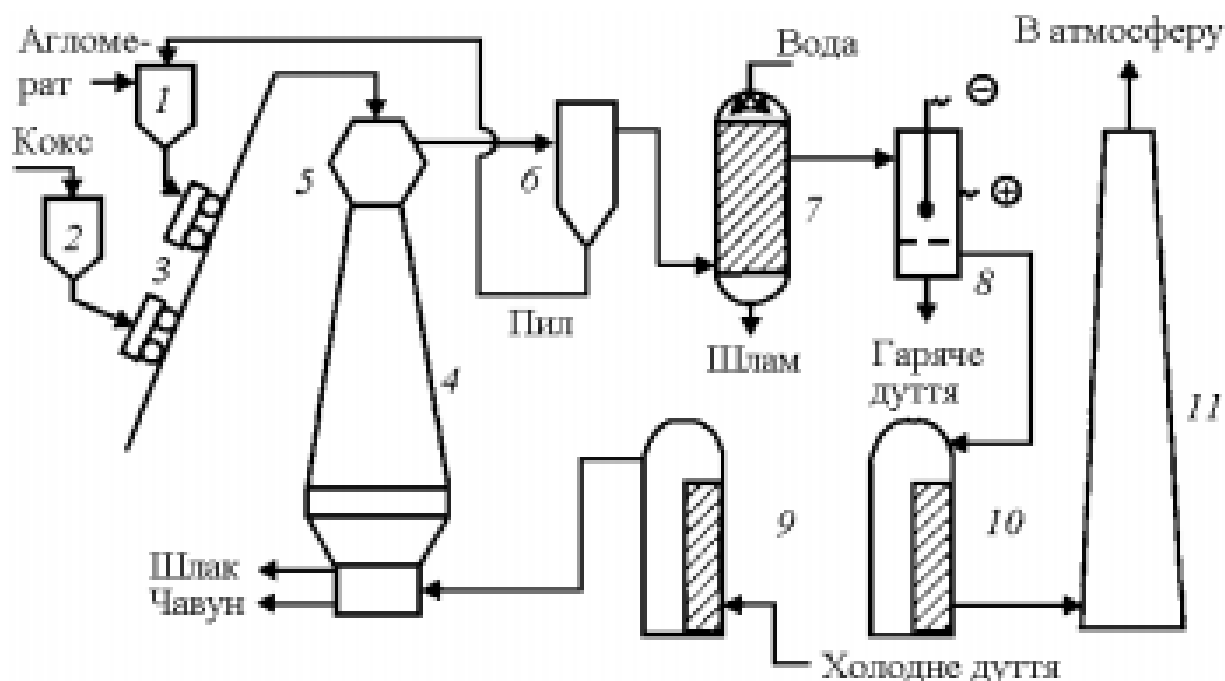


Рис. 9.6. Технологічна схема доменного виробництва:

- 1 — бункер агломерату; 2 — бункер коксу; 3 — скіповий підйомник;
 4 — доменна піч; 5 — засипний апарат доменної печі; 6 — пиловловлювач;
 7 — промивний скрублер; 8 — мокрий електрофільтр; 9 — каупер, що працює на підігрів дуття; 10 — каупер, що працює на розігрів насадки; 11 — димар

Чавун збирається в ковші ємністю 90 – 140 т або в міксери, що футеровані вогнетривким матеріалом ємністю до 420 т та встановлені на залізничних платформах. Шлаки виділяють по жолобах у шлаковози й направляють на грануляцію. Доменний газ, що виходить із колошника печі, очищається від пилу в пиловловлювачі 6, скрубєрі 7, зрошуваному водою, і остаточно в мокрому електрофільтрі 8. Очищений і охолоджений до 40 °С газ направляється в каупер 10, де спалюється в струмі повітря й розігріває насадку. Каупери працюють таким чином поперемінно: один на підігрів повітряного дуття, інший — на розігрів насадки, що забезпечує безперебійність подачі підігрітого повітря в доменну піч.

Основними апаратами доменного виробництва є доменна піч і каупер.

Доменна піч має форму вежі з вогнетривкої цегли, укладеної зовні в металевий зварений кожух. Зсередини пекти має вогнетривку футеровку. Для зменшення вигорання кладки вона споряджена спеціальними холодильниками. Маса печі сягає 30 000 т, тому вона встановлюється на потужному фундаменті. Розміри печі залежать від її корисного об'єму, що визначається її корисною висотою (від верхнього рівня шихти до чавунної льотки). Розміри інших елементів печі (рис. 9.5) залежать від її корисного об'єму. Так, для найбільш потужних сучасних печей корисним об'ємом 5 000 м³ корисна висота дорівнює 32,2 м, висота шахти 19,5 м, діаметр і висота горна 14,9 і 4,5 м, відповідно. Матеріали шихти подаються в колошник через завантажувальний пристрій, що забезпечує рівномірний розподіл їх по перетину печі й герметичність у момент завантаження. У горні печі через рівномірно розташовані по колу отвори (від 24 до 40) за допомогою фурм подається із загального кільцевого трубопроводу підігріте повітря (повітряне дуття) під тиском 0,1 – 0,35 МПа. Для випуску чавуну й шлаків у горні печі є отвори — льотки (від 10 до 18), що забиваються вогнетривкою глиною.

Каупер являє собою регенератор періодичної дії, в якому використовується теплота згоряння доменного або природного газу. Він виконаний у вигляді металевого циліндра висотою до 50 м і діаметром 6 – 9 м загальним об'ємом до 4 000 м³, обкладеного усередині вогнетривким матеріалом. Внутрішньо простір каупера розділений на дві частини: камеру згоряння й камеру з насадкою з вогнетривкої цегли, спорядженої наскрізними каналами. У камері згоряння спалюється доменний газ, до якого для збільшення теплоти згоряння додається природний газ, і продукти горіння обігрівають насадку в іншій камері. Із досягненням 1 200...1 300 °С димохід перекривається й через нагріту насадку пропускається холодне повітря, а обігрівальний газ перемикається на інший каупер.

Окиснювачами в процесі виплавки сталі можуть бути:

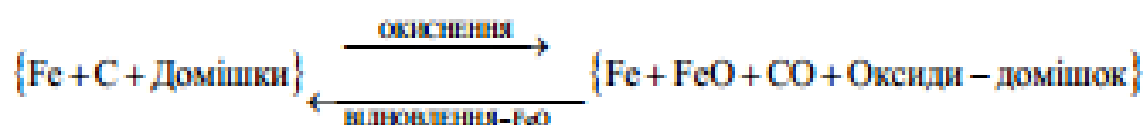
- кисень газової фази;
- кисень, розчинений у металі;
- кисень у складі заліза оксиду, розчиненого в шлаку;
- заліза оксиди в металевій шихті (руда, сталевий лом).

Через те, що у цих випадках метал і шлаки є розчинниками, то для вираження концентрації розчинених у них компонентів прийняті позначення у вигляді квадратних дужок для розчину в металі, наприклад, [C], [O] і круглих дужок для розчину у шлаку, наприклад, (Mn). Так, запис



свідчить про те, що реакція відбувається між розчиненим у металі (залізі) марганцем і розчиненим у шлаку заліза (II) оксидом.

Під час окиснення вуглецю й домішок частина металевого заліза окисляється до оксиду FeO (вигар металу). Для зменшення втрат металу його регенерують, тобто відновлюють до заліза. Відповідно до цього в процесі виплавки сталі виділяють перебіг двох послідовних періодів — окисного і відновного, що може бути представлено схемою:



Виплавка сталі вимагає значних витрат теплової енергії. Джерелами теплоти є:

- у киснево-конвертерному методі тепловий ефект окиснення компонентів шихти ($\Delta H \rightarrow Q$);
- у електросталеплавильному методі енергія електричного струму ($E \rightarrow Q$);
- у мартенівському методі теплота згоряння палива ($Q_{\text{п}} \rightarrow Q$).

9.3.2. Виплавка сталі в кисневому конвертері

Киснево-конвертерний метод виплавки сталі — це один із варіантів конвертерного методу, запропонованого в 1856 році Г. Бессемером. Натепер він повністю витіснив як бессемерівський (у конвертері з кислою футеровкою), так і томасівський (у конвертері з основною футеровкою) конвертерні процеси з повітряним дуттям. Перевагами киснево-конвертерного методу порівняно з мартенівським і електросталеплавильним методами є:

- більш висока продуктивність сталеплавильного агрегату, що досягає 500 т/год (продуктивність інших методів не перевищує 100 т/год);
- більш низькі капітальні витрати через простоту пристрою конвертера;

- менші витрати з переробки сировини в сталь, у тому числі відсутність витрат на паливо;

- простота автоматизації й керування процесом плавки.

У той же час застосування для продувки чистого (не менше 99,5 %) кисню замість повітря дозволяє порівняно з іншими конвертерними методами:

- одержувати сталь, що не містить азоту;

- за рахунок надлишку тепла, понад необхідного для розігріву металу до температури випуску, використовувати шихту, що містить до 25 % твердої сировини (сталевий лом, руда), що істотно знижує собівартість виплавленої сталі.

Теоретичні основи процесу

Киснево-конвертерний процес — один із видів переробки чавуну в сталь без використання палива шляхом продувки чавуну в конвертері струмом кисню. При цьому окисний і відновний періоди плавки розділені не тільки за часом, але й у просторі: перебіг першого відбувається в конвертері, другого — після випуску сталі в ковші.

А. Окисний період плавки збігається за часом з операцією продувки конвертера киснем. Під час подавання кисню під тиском 0,9–1,4 МПа у ванні під впливом кисневих струменів і потоків пухирців, що виділяються, газоподібного вуглецю (II) оксиду створюється мікрогетерогенна система «метал – шлаки» з інтенсивним масо- і теплообміном. Це прискорює реакції окиснення компонентів металевій шихти, внаслідок чого тепло, яке виділяється, не розсіюється в навколишнє середовище, а акумулюється в системі, забезпечуючи інтенсивність процесів нагрівання металу й розплавлення твердих складових шихти.

У процесі продувки окисляються вуглець, кремній, більша частина марганцю, фосфор і незначна частина заліза. При цьому лише незначна частина їх окисляється безпосередньо газоподібним киснем; основна частина компонентів окисляється киснем, розчиненим у металі [O] й «киснем», розчиненим у шлаку (FeO). Нижче розглянуті реакції окиснення кожного з компонентів шихти.

1. Окиснення заліза. Внаслідок високої, що наближається до 100 %, концентрації заліза в шихті воно окисляється безпосередньо газоподібним киснем на поверхні металу в зоні його контакту з кисневим струменем:



Заліза (II) оксид, який утворюється, (FeO) розчиняється частково в металі:



і частково в шлаку:



У незначному ступені залізо може окислятися в масі металу за рахунок вищих заліза оксидів, що утримуються в руді й сталевому ломі:



2. *Окиснення вуглецю* є основною реакцією під час виплавки сталі, тому що знижує його вміст до межі, за якою чавун перетворюється у сталь. Вуглець окисляється переважно до вуглецю (II) оксиду; окиснення до вуглецю (IV) оксиду незначне (не більше 10 – 15 %) і можливо лише за малої концентрації його в чавуні. Окиснення починається з моменту подачі кисню в конвертер і відбувається головним чином за рахунок кисню, розчиненого в металі:



і в шлаку:



Підсумовуючи, відповідно, реакції (а), (б), (г) і (а), (в), (г), одержуємо рівняння підсумкової реакції окиснення вуглецю, що відбиває початковий і кінцевий стан системи в конвертері:



3. *Окиснення марганцю й кремнію*. Ці реакції, як і окиснення вуглецю, починаються з моменту подачі кисню й відбуваються за рахунок кисню, розчиненого в металі:



і в меншому ступені за рахунок кисню, розчиненого в шлаку, на границі розділу фаз «шлаки – метал»:



Утворені під час окиснення оксиди марганцю й кремнію переходять у шлаки. Таким чином, для окисного періоду плавки в кисневому конвертері характерне як пряме окиснення заліза в зоні його контакту з кисневим

струменем («первинна реакційна зона»), так і окиснення інших компонентів за рахунок вторинних реакцій на границі з первинною реакційною зоною й у повному об'ємі системи.

Послідовність окиснення елементів під час киснево-конвертерної плавки з достатньою точністю може бути охарактеризована значенням ентальпії утворення їхніх оксидів (табл. 9.2).

Таблиця 9.2

Ентальпія утворення оксидів

Оксид	SiO ₂	MnO	CO	FeO
ΔH_{298° , кДж	- 861	- 386	- 111	- 267
Послідовність окиснення →				

Від послідовності окиснення елементів залежить зміна в часі складу ванни в конвертері. Майже весь кремній і більша частина марганцю вигорають (окисляються) у перші хвилини продувки. Окиснення кремнію закінчується через 3 – 5 хв, причому в результаті зв'язування кремнію оксиду, що утворився, із вапном шлаків реакція стає необоротною і метал повністю знекремнюється. Окиснення марганцю найбільш інтенсивно відбувається на початку продувки, тому за 3 – 5 хв окисляється до 70 % марганцю, що втримується в чавуні. Надалі окиснення марганцю визначається рівновагою реакції:



Висока швидкість окиснення марганцю й відносно низька температура на початку плавки обмежує швидкість окиснення вуглецю. Надалі, за зниженням вмісту марганцю й кремнію швидкість окиснення вуглецю зростає й падає тільки в разі його вигорання.

4. Реакції дефосфоризації й десульфуризації. Видалення з металу фосфору й сірки необхідно через те, що фосфор збільшує холодоламкість, а сірка червоноламкість виплавленої сталі. Фосфор розчиняється в залізі в значних кількостях і переходить у нього із чавуну й залізного лому. Під час продувки конвертера фосфор окисляється вже на початку процесу й переходить у шлаки:



Розвитку цієї реакції сприяють відносно невисока температура, окисне середовище й висока основність шлаків. Кінцевий вміст фосфору

у виплавленій сталі залежить від вмісту його у вихідному чавуні й звичайно становить 0,002 – 0,004 %.

Сірка необмежено розчиняється в рідкому й обмежено у твердому залізі й надходить у нього з чавуну й неочищеного від мастил сталевого лому. Десульфуризація металу відбувається протягом всієї продувки за рахунок переходу її з металу в шлаки за реакцією:



чому сприяють висока температура, інтенсивне перемішування фаз і низький вміст у шлаку заліза оксиду FeO за його високої основності. Через те, що в конвертері ці умови повністю не дотримуються, ступінь десульфуризації не перевищує 40 %. Тому вміст сірки у виплавленій сталі визначається головним чином її вмістом у чавуні, що не повинне бути вище 0,06 % у разі виплавки вуглецевих і 0,035 % у разі виплавки якісних сталей.

5. *Утворення шлаків.* Шлаки в процесі плавки утворюються в результаті взаємодії основних, кислотних і амфотерних оксидів різних елементів у складі металеві шихти:



де Me — метал; E — елемент, що утворює кислотний або амфотерний оксид.

Основним джерелом шлакоутворення стає кальцію оксид CaO, який потрапляє в конвертер, й продукти окиснення компонентів чавуну (SiO_2 , MnO, FeO, P_2O_5), а також оксиди, які розчиняються з футеровки конвертера (CaO, MgO). У твердих шлаках ці оксиди присутні у зв'язаному стані у вигляді силікатів і фосфатів, наприклад, $3\text{CaO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5$ або у вигляді вільних оксидів. Від вмісту останніх залежить основність (CaO) і окисна здатність (FeO) шлаків. У рідкому стані внаслідок дисоціації шлаки являють собою розплави, що містять катіони Fe^{+2} , Mn^{+2} , Ca^{+2} , Mg^{+2} і аніони O_2^{-2} , S^{-2} , SiO_4^{-4} , PO_4^{-3} , AlO_3^{-3} , FeO_2^{-2} тощо.

У процесі плавки шлак виконує кілька функцій:

- зв'язує оксиди, що утворюються під час окиснення компонентів металеві шихти;
- служить переносником кисню з газової фази до рідкого металу;
- є провідником тепла під час електроплавки;
- захищає метал від насичення газами з газової фази.

Внаслідок цього склад, в'язкість, кількість і швидкість утворення шлаків під час плавки впливають на якість і вихід сталі й стійкість футеровки конвертера.

До найважливіших властивостей сталеплавильних шлаків належать:

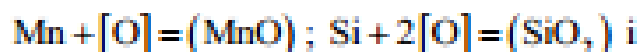
- основність (кислотність), що залежить від відношення мольних часток (або процентного вмісту) оксидів $\text{CaO} / \text{SiO}_2$;
- окисна здатність, яка характеризується вмістом у шлаку заліза оксидів, головним чином, оксиду FeO .

Всі реакції окиснення компонентів чавуну, які відбуваються в конвертері, екзотермічні. При цьому кількість тепла, що виділяється, істотно залежить від складу металеві шихти. У деяких випадках такі її компоненти, як кремній і фосфор, можуть бути основним «паливом» під час конвертерної плавки. Однак особливе значення для температурного режиму плавки, процесу шлакоутворення й створення мікрогетерогенної системи має окиснення вуглецю, за якого утворюються газоподібні продукти.

Внаслідок того, що реакції окиснення екзотермічні і мають високу швидкість, окисний період плавки в кисневому конвертері відбувається в автотермічному режимі й не вимагає припливу тепла ззовні. При цьому забезпечується нагрів сталі, що випускається з конвертера, до $1\ 600 \dots 1\ 650\ ^\circ\text{C}$, що значно вище температури чавуну, що заливається ($1\ 250 \dots 1\ 400\ ^\circ\text{C}$).

Б. Відновний період плавки під час киснево-конвертерної виплавки сталі просторово відділений від окисного, й перебіг його відбувається після випуску сталі з конвертера в ковші. Одночасно з відновленням заліза оксиду FeO у відновний період відбувається процес перетворення розчиненого в сталі кисню в нерозчинні в металі сполуки й відділення їх від сталі. Тому відновний період плавки називається також *операцією розкислення сталі*. Видалення кисню зі сталі усуває можливість реакції між розчиненим у ній вуглецем і киснем у разі її повільного охолодження й утворення так званої «киплячої» сталі за рахунок виділення з її пухирців вуглецю (II) оксиду.

Як реагенти для розкислення, що відновлюють заліза оксид FeO й зв'язують розчинений у сталі кисень, використовують так звані розкислювачі, до яких відносять елементи з більшою збіжністю до кисню, ніж залізо. Звичайно з цією метою застосовують марганець і кремній у вигляді відповідних феросплавів, алюміній і сплави деяких рідкоземельних металів. При цьому відбуваються реакції:



Оксиди утворених розкислюючих елементів переходять у шлаки.

Звичайно процес розкислення сталі поєднується із введенням у неї легувальних добавок у вигляді феросплавів, що містять відповідні легувальні елементи.

Апаратура й технологія плавки

Сталеплавильний агрегат у киснево-конвертерному методі виплавки сталі містить власне конвертер, систему подачі кисню й систему відводу й очищення конвертерних газів.

Устрій конвертера. Кисневий конвертер є реактором періодичної дії РІЗ-П. Це сталева посудина грушоподібної форми, що повертається на цапфах у вертикальній площині та має концентрично розташовану горловину для заливання чавуну, завалення твердих компонентів шихти й відведення газу. Через горловину вводиться в конвертер фурма для подачі кисню й відбувається злив рідкої сталі й шлаків. Зсередини конвертер футерований вогнетривким матеріалом. Конфігурацію внутрішньої порожнини конвертера (рис. 9.7) обирають таким чином, щоб виключити викид рідкого металу під час продувки й забезпечити стабільний режим роботи.

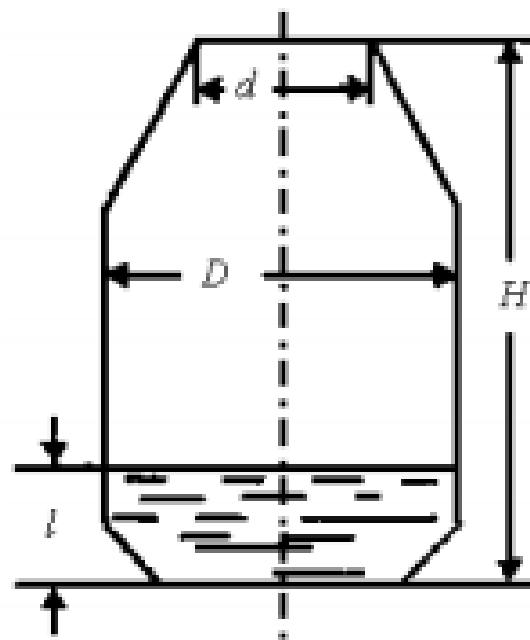


Рис. 9.7. Кисневий конвертер

Основні розміри конвертера — висота робочого простору H , діаметр D , діаметр горловини d і глибина ванни рідкого металу в спокійному стані l (рис. 9.7) — залежать від ємності (потужності) конвертера, що розраховується за масою рідкої сталі від 50 до 400 т.

Найважливішими характеристиками конвертера є:

- відношення висоти до діаметра H/D , що зменшується зі збільшенням ємності конвертера, і
- питомий об'єм, тобто об'єм конвертера V_n , який доводиться на 1 т чавуну, який переробляється, та для різних конвертерів змінюється незначно.

Футеровка конвертера складається із трьох шарів: арматурного шару, що примикає до кожуха, внутрішнього робочого шару й з'єднуючого їх проміжного шару. Арматурний шар із магнезитової цегли служить для зниження тепловтрат і захисту кожуха конвертера під час прогару робочого шару. Він не вимагає заміни протягом декількох років. Робочий шар виготовляється з безвипалювальних вогнетривів на основі кам'яновугільної смоли або пеку, має товщину від 0,4 до 0,7 м і витримує від 500 до 800 плавок. Через те що він піддається хімічному впливу шлаків, дії потоків металу й шлаків і ударам під час завантаження шихти, зношується під час роботи й вимагає періодичної заміни.

Система подачі кисню. За принципом подачі кисню конвертери поділяють на три типи: із верхньою продувкою, із донною продувкою й із комбінованою продувкою. Найпоширенішими є конвертери першого типу. У них кисень подається під тиском 0,9 – 1,5 МПа через охолоджувану водою фурму, що вводиться на час продувки в конвертер через його горловину.

У конвертерах із донною продувкою, використовуваних із середини 1960-х років, кисень подається через систему фурм (від 7 до 22 залежно від ємності конвертера), установлених у днище конвертера. Для охолодження фурм у їхній кільцевий простір надходить рідке або газоподібне паливо, термічна дисоціація якого, що протікає з поглинанням тепла, компенсує надлишкове тепло, що виділяється під час продувки в зоні, що прилягає до фурм. У разі донної продувки поліпшується перемішування ванни, підвищується швидкість вигорання вуглецю, збільшується ступінь дефосфоризації й десульфуризації й зменшуються втрати металу зі шлаками. У результаті скорочується час плавки й збільшується вихід сталі. Однак, донна продувка вимагає скорочення вмісту сталевого лома в шихті, тому що частина тепла під час продувки витрачається на дисоціацію вуглеводнів палива.

Останнім часом найрозповсюдженішими є конвертери з комбінованою продувкою, в яких через верхню фурму подається більша частина кисню, а через донні фурми або пористі вогнетривкі елементи днища вдувається інша частина кисню або суміш його з інертним газом. У таких конвертерах сполучаються переваги реакторів першого й другого типів.

Система відведення й очищення конвертерних газів. У процесі продувки утворюється велика кількість конвертерних газів, нагрітих до 1 450...1 650 °С. За інтенсивності виходу газів 5 – 14 м³/т металу, об'єм їх для 350-тонного конвертера досягає 5 000 м³. Конвертерні гази містять головним чином продукти окиснення вуглецю й близько 85 % вуглецю (II) оксиду, 10 % вуглецю (IV) оксиду і 5 % азоту, а також значну кількість (до 250 г/м³) дрібнодисперсних частинок заліза (III) оксиду — бурий дим.

Система відведення й очищення конвертерних газів містить котел-утилізатор, в якому використовується тепловміст газів, мокрі скрубери й електрофільтри для видалення пилу. Очищений газ збирається в газгольдерах або викидається в атмосферу попередньо очищений від вуглецю (II) оксиду.

Шихтові матеріали. Шихта для киснево-конвертерної виплавки сталі складається з металевої частини (рідкий чавун, сталевий лом або скрап), неметалевої частини (вапно, плавиковий шпат, охолоджувачі) і легувальних добавок. Чавун є основним матеріалом і частка його в металевій частині шихти може становити від 100 до 70 %, частка металевого лома — не більше 25 – 30 %. У кисневому конвертері можна переробляти будь-який передільний чавун із вмістом вуглецю 3,9 – 4,3 %. Однак для одержання сталі належної якості до сполуки чавуну ставлять певні вимоги щодо вмісту фосфору (не більше 0,2 – 0,3 %), сірки (не більше 0,04 – 0,06 %) і марганцю (не більше 0,7 – 1,1 %). Металевий лом повинен бути малогабаритним, із розмірами шматків не більше $0,3 \times 0,3 \times 1,0$ м³, і містити мінімальну кількість шкідливих домішок та іржі. Крім лома використовують також металізовані котуни й брикетоване губчате залізо.

Вапно, що використовується як шлакоутворюючий матеріал, повинно містити не менше 90 % оксиду кальцію й обмежену кількість кремнію (не більше 3 %) і сірки (не більше 0,2 %). Для розрідження шлаків використовується добавка плавикового шпату CaF_2 .

Під час переробки чавунів із підвищеним вмістом кремнію для уникнення підйому температури плавки понад оптимальної до складу шихти вводять охолоджувачі у вигляді залізної руди, бокситу й агломерату.

Технологічний процес. Процес виплавки сталі в кисневому конвертері містить декілька операцій, яким відповідає певне положення конвертера щодо його осі.

1. Конвертер у похилому положенні:
 - завалка металобрухту за допомогою завалочної машини;
 - заливання рідкого чавуну з ковша за допомогою заливального крана.
2. Конвертер у вертикальному положенні:
 - введення фурми й продувка киснем з одночасним завантаженням частини шлакоутворюючих матеріалів;
 - завантаження іншої частини шлакоутворюючих матеріалів до закінчення продувки й виведення фурми з конвертера, аналіз сталі.
3. Конвертер у горизонтальному положенні:
 - випуск сталі через лютку в ківш.
4. Конвертер у положенні горловиною долілиць:
 - злив шлаків через горловину в жужільний ківш.

Продувку проводять до досягнення в металі заданого вмісту вуглецю, обумовленого результатами аналізу сталі, об'ємом витраченого кисню й часом продувки.

Для розкислення сталі в ківші вводять у певній послідовності розкислювачі. Правильний режим розкислення дозволяє знизити вигар металу.

9.3.3. *Виплавка сталі в електричних печах*

Виплавка сталі в електричних печах заснована на використанні для нагрівання, розплавлювання й підтримки металу в розплавленому стані електричної енергії, що трансформується в теплоту. На відміну від киснево-конвертерного методу в разі плавки в електropечах виділення тепла не пов'язане з використанням окиснювачів. Тому, плавку в електричних печах можна проводити в будь-якій атмосфері — окисній, відбудовній, нейтральній (інертний газ) і в широкому діапазоні тисків — у вакуумі, за атмосферного або підвищеного тиску.

До основних достоїнств електросталеплавильного методу відносять:

- швидке нагрівання металу, що дозволяє вводити велику кількість легувальних добавок;
- застосування безокисних шлаків і як наслідок малий вигар легувальних елементів;
- точне й плавне регулювання температури й сполуки металу;
- високий ступінь розкислення металу;
- можливість одержання сталей із низьким вмістом сірки й фосфору.

Однак, незважаючи на ці переваги електроплавлення, високе споживання електросенергії обумовило використання її переважно для виробництва легованих і високоякісних (із низьким вмістом сірки, фосфору, кисню й інших шкідливих домішок) сталей, у тому числі, інструментальних, жаростійких, шарикопідшипникових тощо. Останнім часом, у зв'язку із впровадженням у металургійне виробництво електropечей великої потужності (до 400 т), електроплавлення стало застосовуватися й для одержання рядових вуглецевих сталей за спрощеною технологією з їх наступним переплавленням.

Електричні печі

Для виплавки сталі застосовуються електричні печі періодичної дії — реактори РИС-П. За принципом генерування теплоти вони поділяються на дугові й індукційні.

У дугових печах тепло виділяється в результаті горіння електричної дуги. За розташуванням дуги щодо металеві шихти дугові печі підрозділяються на печі непрямого нагрівання, печі прямого нагрівання й печі комбінованого нагрівання. Найпоширенішими є печі прямого нагрівання, в яких електричні дуги горять безпосередньо між кожним з електродів і металом.

В індукційних печах тепло виділяється за рахунок виникнення в товщі шихти індукційних струмів. В основі дії індукційних печей лежить трансформаторний принцип передачі енергії від первинного ланцюга до вторинного. При цьому первинною обмоткою — індуктором є соленоїд, а вторинною — металева шихта.

Дугові печі. Для електроплавлення застосовуються головним чином трифазні дугові печі змінного струму із трьома електродами й непровідним подом ємністю від 0,5 до 400 т.

Піч (рис. 9.8) складається з металевого звареного корпусу, укріпленого в колісці, що дозволяє нахилити піч, і в плавильний простір печі вводяться електроди. Корпус печі зсередини футерований вогнетривким матеріалом і має випускний отвір (жолоб) 3 для зливу металу й робоче вікно 5, через яке завантажують шлакоутворюючі матеріали, руду й феросплави й скачують шлаки. Піч оснащена механізмом нахилу убік зливного отвору й убік робочого вікна, механізмом підйому й відвернення зводу 1 під час завантаження печі та механізмом повороту кожуха для прискорення плавлення шихти. Печі останніх конструкцій мають додатковий пристрій для електромагнітного перемішування розплавленого металу, що прискорює процес плавки.

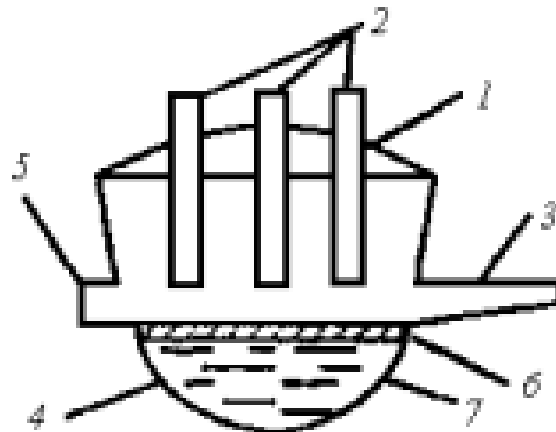


Рис. 9.8. Дугова піч

1 — звід; 2 — електроди; 3 — жолоб; 4 — під;
5 — робоче вікно; 6 — шлак; 7 — метал

Електроди печі повинні мати високу електропровідність, витримувати високі температури й мати достатню механічну міцність. Цим вимогам задовольняють винятково вироби на основі вуглецю: вугільні й графітовані електроди, які одержують випалом малозольних вуглецевих матеріалів. Для зменшення витрати матеріалу верхню частину електрода виготовляють зі сталі й охолоджують водою. Електроди укріплені в спеціальних затисках і в процесі плавки можуть переміщатися у вертикальному напрямку відповідно до заданої програми, що забезпечує сталість довжини дуги.

ємності печі від 110 до 800 В. Для зменшення втрат енергії електричний струм подається до печей через знижувальний трансформатор.

Витрата енергії на плавку в дугових печах становить 500 – 800 кВт·год на тону виплавленої сталі. Витрата електродної маси 5 – 9 кг/т сталі.

Індукційні печі. Електроплавильні індукційні печі мають ємність від 0,01 до 12 т і живляться струмом від різних джерел. Для живлення малих печей застосовують лампові генератори з частотою 50 – 1 000 кГц, печей середньої й великої потужності — машинні генератори з частотою 500 – 10 000 кГц, найбільш великі печі живляться безпосередньо від мережі струмом промислової частоти 50 – 60 Гц.

Індукційна піч (рис. 9.9) складається з вогнетривкого тигля 2 зі зливальним носком 5, поміщеного в індуктор у вигляді соленоїда 4 із мідної трубки, охолоджуваної водою. Піч укладена в металевий кожух 1, що закривається зверху зводом. Для зливу металу піч може нахилитися убік зливального носка. Процес плавки в індукційних печах протікає досить швидко. Як металева шихта в них використовується металевий лом відомої сполуки, що точно розрахований за вмістом вуглецю, сірки, фосфору й легувальних елементів. Через те, що в індукційних печах відсутні електроди, виплавлена в них сталь не забруднюється вуглецем і продуктами їхнього випалу, вигар легувальних елементів досить малий. Тому індукційні печі застосовують для виплавки тільки високоякісних сталей і сплавів складного хімічного складу. Витрата енергії під час плавки в індукційних печах становить 500 – 700 кВт·год на тону сталі.

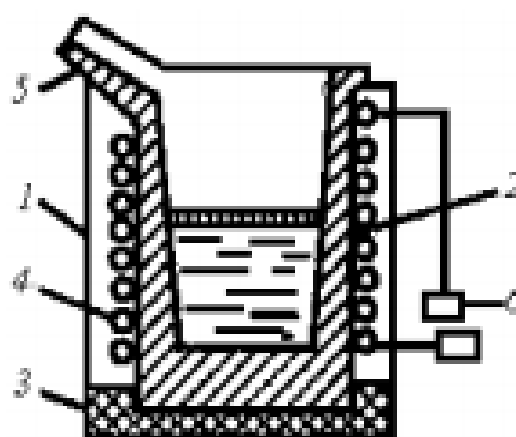


Рис. 9.9. Індукційна піч:

- 1 — кожух; 2 — тигель; 3 — подова плита; 4 — соленоїд;
5 — зливальний носок; 6 — струмопідводи

Технологічний процес

Технологічні процеси виплавки сталі в електричних печах досить різноманітні. Конкретний режим плавки залежить від природи й складу

металевої шихти, типу печі й матеріалу її футеровки. Найпоширенішою є плавка в дугових печах, зокрема:

- плавка з повним окисненням домішок;
- переплав сталевих відходів без окиснення;
- плавка на рідкій шихті (дуплеке-процес) тощо.

Нижче розглянутий один із подібних процесів — типова плавка в дугових електропечах на вуглецевій шихті з окисненням, застосовувана для виплавки більшості типів сталей. Процес включає такі операції:

- заправлення печі,
- завантаження шихти в піч,
- плавлення шихти,
- окисний період плавки,
- відновний період плавки,
- випуск металу з печі.

Заправлення печі. Мета цієї операції — виправлення зношених і ушкоджених у процесі плавки ділянок внутрішньої футеровки печі. Для цього в піч закидається магнезитовий порошок або суміш порошку зі сполученням у вигляді кам'яновугільного пеку.

Завантаження шихти. Основною сировиною для електроплавлення є сталевий лом, вміст якого в металевій шихті становить 90 – 100 %. Для підвищення вмісту вуглецю в шихту вводять до 10 % чавуну. Як сировину для плавки в електропечах використовують також губчасте залізо, що містить 85 – 93 % металу, і металізовані котуни, що містять не менше 90 % металу. Шихта завантажується в піч порціями за допомогою цебер і щільно укладається, що забезпечує її провідність і стійке горіння дуги.

Плавлення шихти. Із закінченням завантаження шихти електроди опускають до торкання із шихтою, і вмикається струм. Під впливом високої температури шихта під електродами плавиться, і розплавлений метал стікає долілиць, утворюючи в шихті «колодязі», в які поступово за програмою опускаються електроди до досягнення ними нижнього положення. Потім, у міру нагромадження рідкого металу, електроди знову піднімають. У період плавлення відбувається часткове окиснення компонентів шихти киснем повітря й заліза оксидами в руді й окалині та формуються шлаки. У період плавлення повністю окисляється кремній, до 50 % марганцю й частково вуглець і залізо. Час плавлення шихти становить від 1 до 3 год.

А. Окисний період плавки. У цей період у печі протікають процеси окиснення вуглецю до заданого вмісту, зменшення вмісту в металі фосфору, азоту й водню й нагрівання металу до температури, близької до температури випуску. Як окиснювачі використовуються заліза оксиди, що втримуються в руді й агломераті в складі шихти, або газоподібний кисень, що подається під тиском у піч. Наприкінці окисного періоду з печі скачують шлаки, які утворилися.

Б. Відновний період плавки. У цей період у печі відбувається розкислення металу, видалення сірки й склад сталі доводять до заданого. Для цього в піч подаються розкислювачі (феромарганець, ферокремній, алюміній) і шлакоутворюючі компоненти. Одночасно в піч вводять легувальні добавки.

Випуск металу. Із досягненням металом температури на 120...130 °С вище температури ліквідусу метал випускається з печі в ківш.

9.3.4. Виплавка сталі в мартенівських печах

Діючі сучасні мартенівські печі — це великі сталеплавильні агрегати складної конструкції з великою кількістю різних додаткових пристроїв. Будівництво їх пов'язане з великими капітальними витратами. Тому одночасна відмова від мартенівського способу виробництва сталі й перехід до киснево-конвертерного й електросталеплавильного способів економічно недоцільний. Цим пояснюється висока частка мартенівської сталі, виплавленої дотепер у нашій країні.

Мартенівський процес виплавки сталі проводять на поді полум'яної печі, спорядженої регенераторами тепла газів, які відходять. Гази використовуються для підігріву повітря й палива, що подаються в піч. Залежно від складу металеві печі розрізняють два різновиди процесу:

1. **Скрап-процес**, в якому основним компонентом шихти є сталевий лом (*скрап*) із добавкою 25 – 40 % чавуну, що полегшує розплавлювання лома, яке є джерелом вуглецю. Скрап-процес використовується в цехах металургійних і машинобудівних заводів, в яких немає доменного виробництва.

2. **Скрап-рудний процес**, в якому основним компонентом шихти є рідкий чавун із добавкою 45 – 25 % скрапу й залізної руди для окиснення домішок у чавуні. Цей процес застосовується на заводах, що мають власне доменне виробництво.

Під час виплавки сталі в мартенівських печах відбуваються процеси окиснення вуглецю й домішок у шихті й утворення шлаків, аналогічних тим, які йдуть у кисневому конвертері. Однак мартенівський процес має ряд істотних особливостей. До них відносяться:

- використання як джерела тепла реакції згоряння безпосередньо в печі газоподібного й рідкого палива (природний газ, мазут, суміш коксового й доменного газів);

- надходження тепла від палаючого факела палива до ванни зверху й відвід тепла знизу, внаслідок цього температура шлаків перевищує температуру металу;

- окисний характер газової фази, що складається в усі періоди плавки з вуглецю (IV) оксиду, кисню, водяної пари й азоту;

- макронеоднорідність системи «метал – шлаки», в якій метал перебуває під шаром шлаків. Внаслідок цього всі добавки, кисень і тепло надходять

у метал через шлаки. Тому зміна сполуки, консистенції й температури шлаків істотно впливають на сполуку і якість виплавленої сталі;

– участь поду печі в перебігу процесів шлакоутворення внаслідок тривалості процесу плавки.

9.3.5. Двованні печі

Недоліки мартенівського способу виплавки сталі (значні капітальні витрати, низька порівняно з киснево-конвертерним способом продуктивність, витрати на паливо, складність обслуговування регенераторів через руйнування їхньої насадки) не можуть бути повністю компенсовані такими методами інтенсифікації процесу, як підвищення тиску й збагачення киснем повітряного дуття й попередня карбюрація палива. Це викликало необхідність зміни вже не технології, а конструкції мартенівських печей — створення двованних сталеплавильних агрегатів (рис. 9.10). В основу їхньої дії покладений принцип роботи кисневого конвертера — окиснення вуглецю й домішок продувкою шихти киснем. До того ж у двованних печах для нагрівання шихти використовують частину тепла, що виділяється, у вигляді тепломісткості газів, що відходять, і теплового ефекту допалювання вуглецю (II) оксиду.

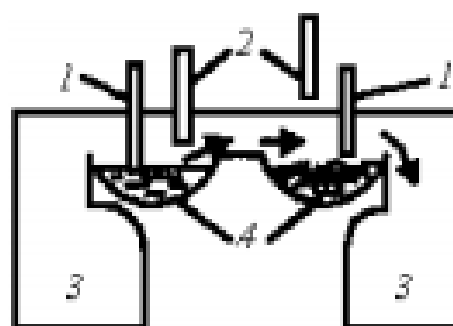


Рис. 9.10. Двованна піч:

1 — паливно-кисневі фурми; 2 — фурми для твердих матеріалів;
3 — шлаковики; 4 — поди ванн

Конструктивно двованні печі складаються із двох ванн, робочий простір яких спарено між собою загальним зводом. Кожна ванна має голівку, в якій поміщені фурми для подачі кисню або паливно-кисневої суміші й фурми для вдування твердих матеріалів. Ванни з'єднані вертикальним каналом зі шлаковиком. Коли в одній ванні відбуваються процеси, що вимагають витрати тепла (завалка, прогрів й початок плавлення металеві шихти), в іншій ванні йде продувка металу, тобто процеси з виділенням тепла (інтенсивне плавлення, рафінування). Так, на рис. 9.10 у лівій ванні йде продувка рідкого металу киснем, а в правій завантажена шихта нагрівається газами, що відходять із лівої ванни.

Режим плавки у двованних печах вимагає дуже чіткої синхронізації роботи обох ванн: до кінця продувки металу в лівій ванні повинна бути закінчена завалка шихти в правій ванні. За умов вмісту в шихті більше 65 % рідкого чавуну двованні печі можуть працювати без подачі палива. За більшого вмісту металевого лома в шихті у ванні спалюється паливо, що подається за допомогою газокисневих пальників.

Доцільність впровадження в сталеплавильне виробництво двованних печей пов'язана, у першу чергу, із тим, що в них без значних капітальних витрат можуть бути перероблені існуючі мартенівські печі. Це дозволяє збільшити виробництво сталі в межах існуючих мартенівських печей із використанням їх комунікацій і допоміжного устаткування.

9.3.6. Вторинна обробка сталі

Для багатьох виробів авіаційної, приладобудівної, радіоелектронної й космічної галузей промисловості, для конструкцій, що працюють за низької температури або в широкому інтервалі температур, потрібні сталі з мізерно малим вмістом газів і неметалевих включень, однорідні за властивостями, що не утримують мікропор. Сталь, виплавлена в конвертері, електричній й мартенівській печі задовольнити всі ці вимоги не може. Тому, для одержання сталі відповідного призначення, її піддають вторинній обробці. При цьому, крім основної мети — видалення з металу домішок і поліпшення його структури, підвищується продуктивність основного сталеплавильного агрегату (конвертера, печі), тому що частина технологічних операцій вноситься з його робочого простору в ківш, агрегат переплаву тощо. До вторинної обробки сталі відносять позапічне рафінування й переплавні процеси.

Позапічне рафінування сталі

В основу методу позапічного рафінування покладений процес видалення домішок із рідкої сталі шляхом обробки її різними рафінувальними середовищами. Виходячи із природи цих середовищ, технологічні схеми позапічного рафінування можна звести до таких типів:

- обробка розрідженим газом (вакуумування);
- обробка нейтральним газом (продувка);
- обробка рідкими шлаками (шлакове рафінування).

Вакуумування сталі. Вакуумна обробка рідкої сталі може виконуватися в ковші або в струмені металу під час його переливу з ковша в ківш. За першим, який є найпоширеним на практиці, методом, ківш із рідкою сталлю розміщується у вакуумній камері й витримується в ній за умов розрядження від 13 до 2 кПа. При цьому із металу виділяються гази (водень,

вуглецю оксиди, азот) і знижується вміст у металі вуглецю й оксидів за рахунок зсуву вправо рівноваг



Продувка інертним газом. Метод продувки заснований на тому ж ефекті, що й вакуумування. Під час продувки рідкого металу аргонем маса металу пронизується пухирцями газу, кожний з яких подібний до мініатюрної вакуум-камери, тому що парціальний тиск газів, що утримуються в металі, у цих пухирцях дорівнює нулю. Крім цього, інтенсивний барботаж під час продувки спричиняє усереднення сполуки металу й перехід у шлаки з металу неметалевих включень.

Шлакове рафінування. У разі шлакового рафінування сталі в ківші заливають рідкі синтетичні шлаки, що містять 45 % алюмінію оксиду й 55 % кальцію оксиду, і в нього з висоти 3 – 4 м випускаються струми металу зі сталеплавильного агрегату. За рахунок інтенсивного перемішування й емульгування фаз різко (в 10^4 – 10^5 разів) зростає поверхня їхнього контакту й збільшується швидкість взаємодії металу й шлаків. У результаті досягається ефективне рафінування сталі і її додаткова десульфуризація, розкислення й видалення неметалевих включень.

Переплавні процеси. На відміну від позапічного рафінування, за якого обробляється рідка сталь, переплавні процеси являють собою різні способи переплаву вже готових злитків або сталевих заготівель із метою видалення з них домішок. У промислових масштабах використовують такі види переплаву: вакуумно-дуговий, електронно-променевий, плазмово-дуговий, електрошлаковий. Принципові схеми цих переплавних процесів наведені на рис. 9.11 – 9.14.

Вакуумно-дуговий переплав (ВДП) здійснюється у вакуумних печах (рис. 9.11), в яких метал, що очищається, грає роль електрода, плавиться під впливом електричної дуги, що виникає між ним і формованим злитком чистого металу. Для стійкості дуги переплав здійснюють за умовою постійного струму; при цьому електрод є катодом, а злиток чистого металу — анодом. У процесі переплаву в печі підтримується розрядження, за рахунок чого краплі металу, що плавиться, дегазуються. Охолодження розплавленого металу в кристалізаторі здійснюється з такою швидкістю, щоб забезпечити спрямований характер його — зверху долілиць. Внаслідок цього з металу віддаляються тверді включення, що концентруються у верхній частині злитка (метод спрямованої кристалізації).

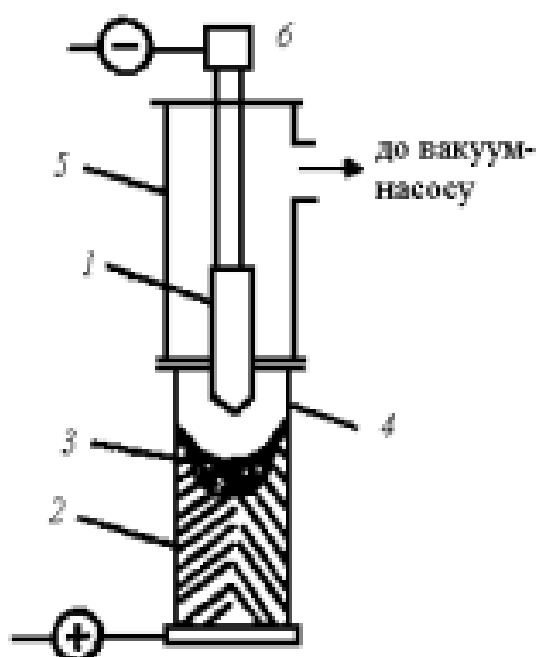


Рис. 9.11. Вакуумна дугова піч:
1 — електрод (метал, що очищається);
2 — злиток (очищений метал); 3 — рідкий метал;
4 — кристалізатор; 5 — вакуумна камера;
6 — струмопідвід

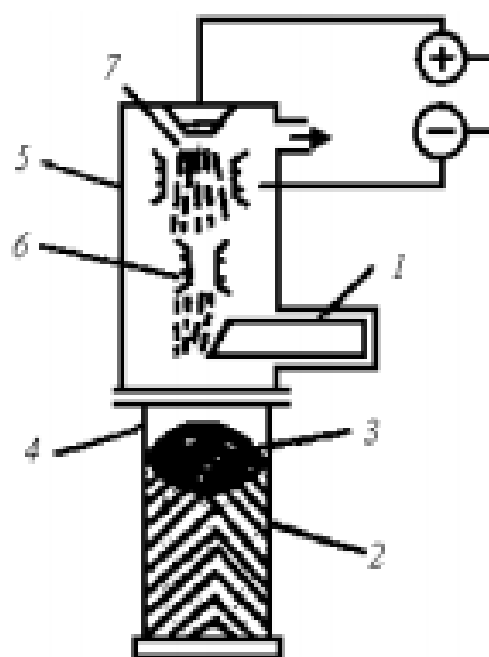


Рис. 9.12. Електронно-променева піч:
1 — електрод (метал, що очищається);
2 — злиток (очищений метал); 3 — рідкий метал;
4 — кристалізатор; 5 — вакуумна камера;
6 — фокусуючий пристрій;
7 — електронна пушка

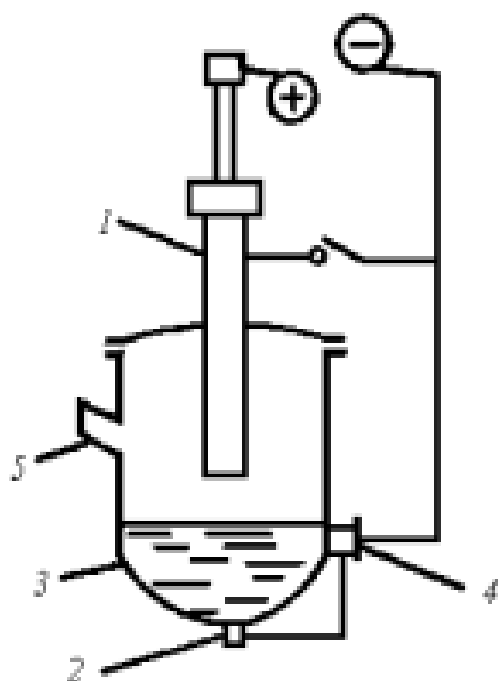


Рис. 9.13. Плазмово-дугова піч:
1 — плазмотрон; 2 — подовий електрод;
3 — рідкий метал; 4 — пристрій для перемішування металу;
5 — випускний отвір

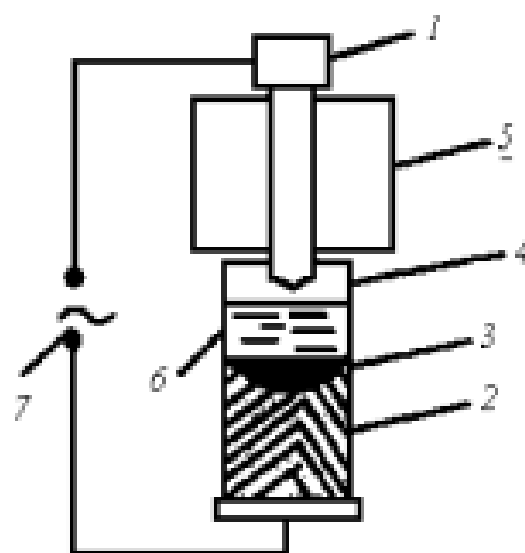


Рис. 9.14. Електрошлаковий перепад:
1 — електрод (метал, що очищається);
2 — злиток (очищений метал); 3 — рідкий метал;
4 — кристалізатор;
5 — герметизована камера; 6 — шлакова ванна;
7 — джерело живлення

Електронно-променевий переплав (ЕПП) проводиться в електронно-променевих печах (рис. 9.12). У них нагрівання й плавлення металу відбуваються під впливом тепла, що виділяється в разі різкого гальмування електронів, потік яких виходить з електронної гармати і спрямований на метал. У разі нагрівання до високої температури в глибокому ($1,3 \cdot 10^2 - 1,3 \cdot 10^3$ Па) вакуумі катод пушки випускає електрони, які формуються в спрямований потік за допомогою фокусуючих пристроїв. Для забезпечення рівномірного нагрівання звичайно використовуються кілька гармат.

Плазмово-дуговий переплав (ПДП) здійснюється в плазмових дугових печах (рис. 9.13), конструктивно близьких до звичайних дугових електричних печей. Однак у них нагрівання й розплавлення шихти відбувається за допомогою плазмової дуги, що виникає між катодом плазмотрона й металом, що перебуває в контакті з охолоджуванним водою анодом. Джерелом тепла в плазмово-дугових печах є низькотемпературна плазма з температурою порядку $3 \cdot 10^4$ °С. Сучасні плазмові печі досягають ємності 30 т.

Електрошлаковий переплав (ЕШП) — це найбільш простий, економічний і не потребуючий дорогого устаткування спосіб переплаву сталі. Тому він широко використовується в сталеплавленні. Джерелом тепла під час ЕШП є шлакова ванна, наповнена рідкими електропровідними синтетичними шлаками, що містить 70 % фториду кальцію й 30 % алюмінію оксиду. Електричний струм підводять до електрода (неочищений метал) і піддону, що перебуває в контакті зі злитком з очищеного металу. Під час проходження струму шлаки нагріваються до 2 000 °С і електрод, що занурюється в його, плавиться. Краплі рідкого металу проходять через шлаки й проохолоджуються в кристалізаторі, утворюючи злиток. У результаті контакту зі шлаками й наступної повільної спрямованої знизу уверх кристалізації з металу віддаляються домішки (рис. 9.14). Методом ЕШП у цей час одержують сталеві злитки масою до 300 т.

Розливання сталі

Заключна операція сталеплавильного виробництва — випуск сталі в сталерозливний ківш і її розливання. Існують два принципово різні методи розливання сталі:

- розливання в ізложниці;
- безперервне лиття заготовок.

Перший метод *розливання* дотепер переважає, хоча має ряд істотних недоліків, головним з яких є висока додаткова витрата тепла на розігрів злитків перед прокатом.

Метод *безперервного лиття* полягає в тому, що рідку сталь зі сталерозливного ковша безупинно подають через проміжний ківш (демпферна ємність) в охолоджуваній кристалізатор. Утворений у кристалізаторі злиток витягається із нього за допомогою валків і надходить у зону

вторинного охолодження, де зрошується водою з форсунок до повного затвердіння. Затверділий злиток без зупинки його руху ріжеться на заготовки заданої довжини за допомогою газорізки або гідравлічних ножиців. Швидкість розливання (витягування злитка) залежить від перетину заготовки й коливається від 0,4 до 10 м за хвилину. Методом безперервного лиття можна одержувати злитки (заготовки) різного перетину: квадратного (блони 500 × 500 мм) прямокутного (сляби шириною до 2 500 мм), профільні заготовки для труб, балок, рейок, тобто формувати виріб у процесі розливання металу. Безперервне лиття здійснюється в агрегатах, що одержали назву машин для безперервного розливання сталі (МБРС). За розташуванням струменя металу МБРС поділяють на машини вертикального типу, машини з вигином злитка, машини криволінійного (радіального) типу й машини горизонтального типу.