

Для оцінки продуктивності доменних печей застосовують відносний показник: **коефіцієнт використання корисного об'єму доменної печі (КВКО)**, що є відношенням корисного об'єму доменної печі V , m^3 до її середньодобової продуктивності P :

$$КВКО = V/P, \quad m^3 \cdot \text{доб}/m.$$

Чим нижчий КВКО, тим більш продуктивно працює доменна піч. За останні 50 років КВКО покращився майже вдвічі, з 1,15 до 0,55, а на провідних заводах він досягає 0,45 і нижче.

Важливим показником доменної плавки є витрати коксу на 1 т чавуну, що виплавляється. На кращих вітчизняних доменних печах вони складають 300...400 кг/т.

Контрольні питання

Що відноситься до сирих матеріалів металургійного виробництва чавуну?

Залізні руди, їх назва, склад, характеристика.

Яке паливо використовується в доменній плавці?

Як готують залізну руду до доменної плавки?

Що є залізородною сировиною в сучасному доменному процесі?

Що входить до складу шихти в доменній плавці?

В чому полягає суть доменної плавки?

Які основні процеси відбуваються в доменній печі?

Продукти доменної плавки, їх характеристика і використання.

Показники роботи доменних печей.

3.3 ВИРОБНИЦТВО СТАЛІ

Як уже зазначалось, традиційно у світовій практиці металургійного виробництва сталі є технологія, основана на використанні двоступінчатого процесу: 1) виплавка чавуну в доменних печах; 2) переробка доменного чавуну в сталь. Переважна більшість світового виробництва сталі здійснюється саме за цією технологією. Вона передбачає наявність на металургійних заводах доменних цехів і використання як шихтового матеріалу рідкого переробного чавуну. У випадках же, коли на металургійних заводах доменних цехів немає, то сталеплавильне виробництво переробний чавун використовує у вигляді чавунних виливків – чушок (виліванців).

В чавуні значно більше вуглецю (біля 4%), а також марганцю, кремнію та інших домішок, ніж повинно бути в сталі. Тому виплавка сталі – переробка чавуну в сталь – полягає в проведенні окислювальних процесів для видалення надлишку вуглецю та інших елементів. Для забезпечення якості сталі при плавці необхідно по можливості повніше видаляти з металу шкідливі домішки – сірку, фосфор, кисень, азот, неметалеві включення.

Другою головною складовою металошихти при виробництві сталі є металевий брухт (стальний, а в деяких випадках і чавунний). Із загальної кількості брухту біля 45% утворюється безпосередньо на металургійних заводах (відходи при прокатці, браковані виливки тощо). Зазвичай цей брухт використовується на тих же заводах, де він утворюється.

Біля 20% від загальної кількості брухту утворюється на машинобудівних заводах (стружка, відходи при штампуванні тощо); 30...35% брухту складає амортизаційний брухт (машини, що відпрацювали свій термін, рейки), а також метал, що добувається при розробці шлакових відвалів. Металевий брухт, навіть після витрат на його приведення до стану, зручного для переплавки в сталь, інколи значно дешевший переробного чавуну, тому збір брухту і його обробка з метою раціонального використання є важливим господарським завданням.

Співвідношення між кількістю переробного чавуну й кількістю брухту, що витрачається на виробництво сталі, для різних процесів різне. В середньому в нашій країні на виробництво 1 т сталі витрачається 610 кг чавуну і 485 кг брухту, в тому числі для виробництва 1 т конверторної сталі 780 кг чавуну і 257 кг брухту, для виробництва мартенівської сталі відповідно 581 і 515 кг і для виробництва 1 т електросталі 36 і 940 кг.

У сталеплавильному виробництві як складові металошихти використовуються також феросплави – для розкислення й легування сталі.

Як додаткові матеріали (флюси) використовуються:

- вапняк;
- вапно – свіжо випалене з вмістом 85...90% CaO ;
- боксит (20...60% Al_2O_3 ; 3...20% SiO_2 ; 15...45% Fe_2O_3);
- плавиковий шпат (90...95% CaF_2);
- марганцева руда;
- пісок ($\sim 95\% SiO_2$; бій шамотної цегли, так званий “шамотний бій” ($\sim 65\% SiO_2$, і $\sim 30\% Al_2O_3$).

Як окислювачі застосовують кисень, стиснуте повітря, залізну руду, окалину, агломерат, залізорудні брикети.

В сучасному сталеплавильному виробництві найбільше поширення мають такі способи виплавки сталі:

- киснево-конверторний (більше 55% від всієї виплавляємої сталі);
- мартенівський ($\sim 20\%$);
- електросталеплавильний ($\sim 25\%$).

В багатьох країнах мартенівський спосіб виробництва сталі не використовується через значні капітальні витрати на будівництво й експлуатацію мартенівських печей. В нашій країні мартенівським способом виготовляється до 60% сталі, хоча нові мартенівські печі вже давно не будуються, а експлуатуються лише ті, що були побудовані раніше і які ще не вичерпали свого ресурсу.

3.3.1 Киснево-конверторне виробництво сталі

Киснево-конверторний процес, практично повністю починаючи з 1975 р., замінив раніше існуючі бесемерівський і томасівський конверторні процеси, в яких окислювачем елементів переробного чавуну було повітря.

В світовій практиці киснево-конверторного процесу існує кілька різновидів:

- 1) вдування кисню через фурму зверху;
- 2) вдування кисню через фурми, розташовані в днищі конвертора;

3) комбіноване вдування кисню зверху й знизу;

4) вдування кисню через фурму, введена в горловину конвертора, поздовжня вісь якого розташована під кутом $17...20^{\circ}$ до горизонту і який при обробці киснем обертається навкруги поздовжньої осі з частотою до 40 об/хв.

Найбільше поширення набули кисневі конвертори з вдуванням кисню зверху через фурму, введена в горловину конвертора.

Будова кисневого конвертора

Кисневий конвертор – це посудина грушоподібної форми, яка встановлюється на опорних станинах за допомогою цапф і може повертатися для здійснення технологічних операцій (рис.10).

Корпус (кожух) конвертора (рис. 9) зварений з листової сталі товщиною до 110 мм. Розташування горловини в конверторах симетричне, що дозволяє вводити кисневу фурму строго по осі конвертора і забезпечувати тим самим рівномірне зношування футерівки.

Футерівка конвертора зазвичай двошарова загальною товщиною 700...1000 мм. Перший зовнішній (арматурний) шар товщиною 110...250 мм виготовлений з магнезитової або магнезито-хромітової цегли. Він не потребує заміни протягом багатьох років. Внутрішній або робочий шар зношується під час роботи і його міняють при ремонтах футерівки. Його виготовляють з високовогнетривкої смолодоломітової (35...37% MgO, 45...65% CaO), смолодоломіто-магнезитової (50...80% MgO, 12...45% CaO) цегли. Її стійкість складає 800...900 плавок.

Гарячий ремонт футерівки 3...6 рази на добу шляхом нанесення на зношені ділянки футерівки вогнетривкої маси за допомогою сопла (струменем стиснутого повітря) спеціальної установки (*торкрет-машини*) дозволяє призупинити зношування робочого шару футерівки і досягти її стійкості в кілька тисяч плавок.

Основна футерівка дозволяє завантажувати в конвертор вапно з утворенням основного шлаку, що забезпечує досить повне видалення з металу шкідливих домішок – сірки й фосфору.

Ємність існуючих у нас конверторів (за масою рідкої сталі) складає від 55 до 400 т. Внутрішній робочий простір конвертора на 350 т має розміри: висоту 9,9 м, діаметр 7,0 м, діаметр горловини 4,0 м, глибину ванни рідкого металу 1,8 м; питомий об'єм (об'єм робочої порожнини, що приходить на 1 т рідкої сталі, m^3/m) становить 0,92, що запобігає викидам металу при інтенсивній продувці.

Шихтові матеріали. Основним шихтовим матеріалом киснево-конверторного процесу є рідкий переробний чавун із початковою температурою 1300...1450 °С. Другою складовою шихти є стальний брухт, кількість якого складає 25...27% від маси шихти. Розміри кусків брухту не повинні бути більшими $0,3 \times 0,3 \times 1,0$ м, а пакетів брухту не більші $0,7 \times 1 \times 2$ м. Основні шлакоутворюючі матеріали – це вапно і плавиковий шпат, інколи використовують також окалину, залізну руду, боксит, агломерат та ін.

Киснева фурма. Кисень подають у конвертор через вертикально розташовану водоохолоджувану фурму, яку вводять у порожнину конвертора через горловину строго по його осі. Тиск кисню становить 1,0...1,6 МПа. Над ван-

ною рідкого металу в спокійному стані фурма знаходиться в межах 0,8...3,3 м. Фурма внизу має мідну головку з кількома соплами (3...7), через які подається кисень у кількості від 2,5 до 5...7 м³ на одну тонну чавуну за хвилину. Головка фурми знаходиться в зоні найбільш високих температур (до 2600 °С), тому її виготовляють із міді, яка завдяки високій теплопровідності забезпечує швидкий відвід і передачу воді тепла. Воду для охолодження фурми подають під тиском 0,8...1,2 МПа. Температура води на виході з фурми < 40° С. Стійкість головок фурм становить 50...250 плавок.

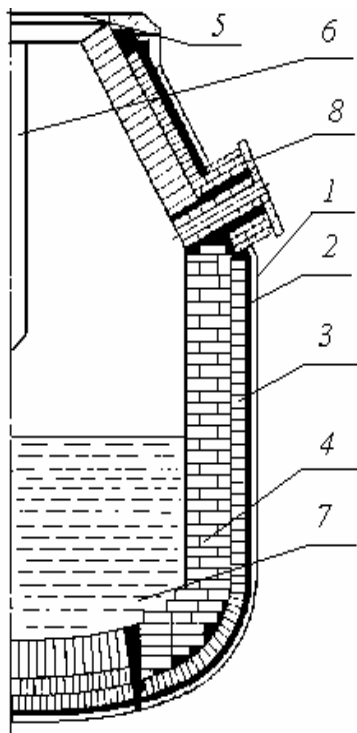


Рисунок 9 –Схема кисневого конвертора: 1 – кожух; 2 – арматурний шар футерівки; 3 – вогнетривка набивка; 4 – робочий шар футерівки; 5 – горловина; 6 – фурма для вдування кисню; 7 – метал; 8 – лійка для зливання сталі

Технологія плавки

Хід плавки. Плавку починають із завантаження в конвертор брухту через горловину завантажувальними машинами або кранами, які перекидають лотки з брухтом у нахилений конвертор (рис. 10, а). Потім із заливального ковша заливають розплавлений чавун (рис. 10, б). Після цього конвертор повертають у вертикальне положення. В порожнину конвертора вводять фурму, і включають подачу кисню (рис. 10, в). Після цього завантажують (рис. 10, г) першу порцію (1/2...2/3) шлакоутворювальних матеріалів (вапно з плавиковим шпатом і інколи з додаванням руди, окалини, котунів, бокситу). Решту шлакоутворювальних матеріалів вводять кількома порціями протягом першої третини тривалості продувки.

Продувка в залежності від інтенсивності подачі кисню триває від 12 до 20 хв. і повинна закінчитись на заданому для виплавляємої марки сталі вмісті вуглецю. На цей момент метал повинен бути нагрітий до необхідної температури (1580...1650 °С), а вміст сірки і фосфору в ньому не повинен перевищувати меж, допустимих для даної марки сталі.

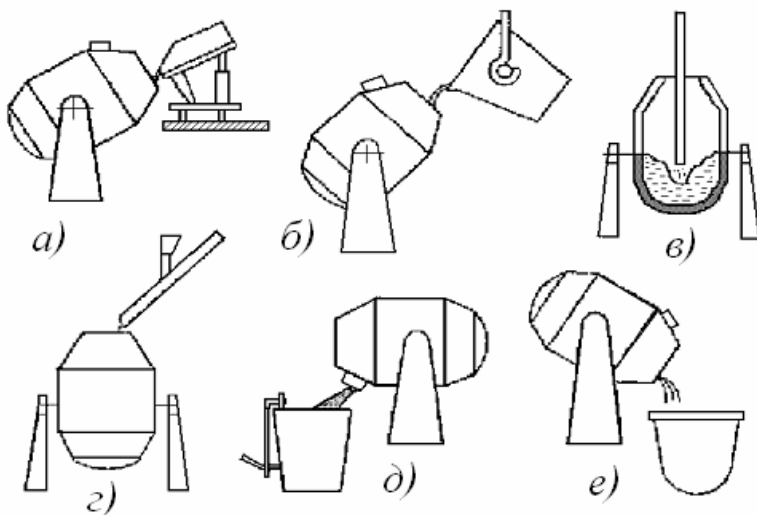


Рисунок 10 – Технологічні операції конверторної плавки

Момент закінчення продувки визначають за кількістю витраченого кисню

кисню, тривалості продувки. Закінчивши продувку, із порожнини конвертора виводять кисневу фурму, а конвертор повертають у горизонтальне положення. Через горловину конвертора відбирають проби металу й шлаку і вимірюють температуру металу термопарою занурення.

У відібраній пробі металу експресними методами визначають вміст вуглецю та інших елементів. За результатами аналізу металу і його температури приймається рішення про випуск плавки або про проведення операцій коректування, які повинні забезпечити заданий хімічний склад і температуру.

Після досягнення необхідних параметрів металу конвертор нахиляють, випускаючи сталь у ківш через лютку (рис. 10, д) і одночасно в ківш вводять розкислювачі і легуючі домішки. В ківш зливають також невелику кількість шлаку (товщиною 200...300 мм) для попередження швидкого охолодження металу. Шлак, що залишився, зливають у шлакову чашу через горловину (рис. 10, е). Загальна тривалість плавки в конверторах місткістю від 50 до 400 т складає 30...55 хв.

Режим дуття. Важливими параметрами режиму дуття є тиск, інтенсивність подачі кисню, кількість кисневих струменів, висота розташування фурми, глибина проникнення струменів кисню у ванну, чистота кисню.

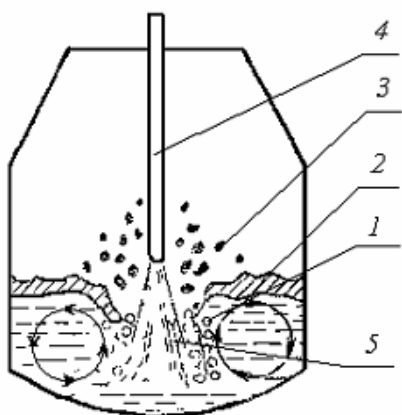


Рисунок 11 - Схема взаємодії кисневого струменя з ванною

1-бульбашки CO; 2 – шлак; 3 – бризки шлаку й металу; 4 – фурма; 5 – струмень кисню

Для достатнього заглиблення кисневих струменів у ванну та повного засвоєння металом кисню потрібна висока кінетична енергія струменів, тому розміри сопел розраховують так, щоб швидкість струменя на виході з них складала 450...500 м/с. Тиск кисню перед фурмою повинен бути при цьому 1,2...1,6 МПа. Питомі ви-

трати кисню становлять 47...57 м³ на 1 т сталі (до 2000 м³/хв.). Схема взаємодії кисневого струменя з ванною й циркуляція ванни показані на рис. 11.

З початку продувки фурма знаходиться над ванною. В середині продувки, коли інтенсивність окислення вуглецю значно зростає, велика кількість бульбашок оксиду вуглецю пінить верхню частину ванни й фурма виявляється зануреною в утворену газо-шлако-металеву емульсію; рівень ванни може досягати горловини конвертора.

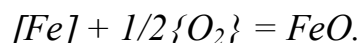
Для продування потрібно використовувати кисень чистотою не менше 99,5% для забезпечення мінімального вмісту азоту в сталі (у межах 0,002...0,004% N).

Поведінка складових чавуну при продувці

Реакції окислення. Окислення заліза, вуглецю, марганцю й кремнію відбувається за рахунок: газоподібного кисню {O}; кисню, розчиненого в металі [O], оксиду заліза (FeO).

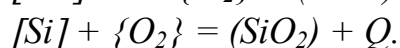
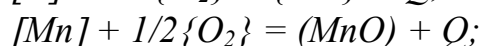
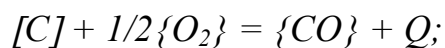
Тут і в подальшому прийняте стандартне позначення: [C], [Si] тощо – компонент розчинений у металі, (FeO), (CaO) тощо – у шлаку; {O}, {CO} – знаходиться в газовій фазі.

При вдуванні кисню в метал спершу окислюється залізо, що пов'язано з тим, що його концентрація в багато разів більша концентрацій інших елементів:



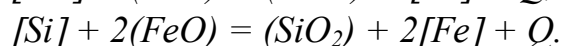
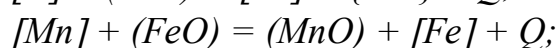
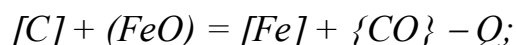
Оксид заліза частково розчиняється в металі $FeO \rightarrow [FeO]$ і частково – у шлаці $FeO \rightarrow (FeO)$.

Газоподібним киснем окислюється лише незначна кількість домішок:

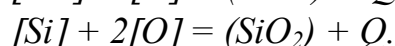
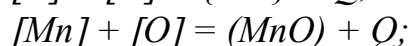
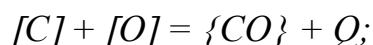


Більша частина домішок окислюється за рахунок кисню шлаку (FeO) і кисню, яким збагатився метал при розчиненні в ньому оксиду заліза $[FeO] \rightarrow [Fe] + [O]$.

Окислення киснем, що міститься в оксидах заліза шлаку:



Окислення киснем, розчиненим у металі:

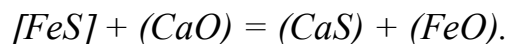


Фосфор видаляється з металу в шлак за реакцією:

$2[P] + 5(FeO) + 3(CaO) = (3CaO \cdot P_2O_5) + 5[Fe] + Q$, для успішного протікання якої потрібні підвищена основність (CaO) і окисленість (FeO) шлаку та невисока температура (реакція екзотермічна). Найбільш повно протікає реакція видалення фосфору на ранніх стадіях продувки, коли швидко формується

основний залізистий шлак і температура порівняно не висока . У шлак переходить до 95...98% фосфору шихти, в кінці плавки сталь містить 0,002...0,004% P.

Сірка видаляється в кисневому конверторі протягом всієї плавки і, головним чином, шляхом переходу її з металу в шлак за реакцією:



Але ця реакція має обмежений розвиток внаслідок того, що шлак в киснево-конверторному процесі окислений (7...20% FeO), і це перешкоджає ошлаковуванню сірки. За цією реакцією видаляється 30...40% S. Тому для виплавки високоякісних сталей вміст сірки в чавуні не повинен бути вищим 0,035% (при виплавці рядових марок сталі – 0,06%).

Шлакоутворення й вимоги до шлаку

Головні джерела шлакоутворення: вапно (CaO), що завантажується в конвертор; продукти окислення складових чавуну (SiO₂, MnO, FeO, P₂O₅); продукти розчинення футерівки (CaO, MgO); шлак, що надходить із чавуном (SiO₂, CaO, MnO, MgO, FeO, Al₂O₃, MnS); оксиди заліза з іржі сталюного брухту; флюси (CaF₂, Al₂O₃, SiO₂, Fe₂O₃).

Шлаковий режим повинен передусім забезпечити достатньо повне видалення фосфору і сірки з металу. З цією метою основність шлаку (CaO/SiO₂) повинна бути 2,5...3,7, а в'язкість невелика, оскільки в густих шлаках сповільнюються процеси дифузії компонентів, що беруть участь в реакціях усунення фосфору й сірки з розплаву. Розрідженню шлаку сприяє плавиковий шпат (CaF₂), витрати якого складають 0,15...0,3% (інколи до 1%). Склад кінцевого шлаку такий: 43...50% CaO; 14...22 SiO₂; 7...20% FeO; 2...6% Fe₂O₃; 7...14% MnO; 3...7% Al₂O₃; 1,5...4% MgO; 0,5...4% P₂O₅; < 3% CaF₂; < 1% CaS. Кількість шлаку становить 10...17% від маси сталі.

Тепловий режим

Сталь при випуску з конвертора повинна бути нагріта до температури 1600...1650 °C, тоді як чавун, що заливається в конвертор, має температуру 1250...1400 °C. Джерелом тепла для нагрівання сталі й шлаку, а також для поповнення витрат тепла з відхідними газами і через кожух конвертора є тепло, що виділяється при окисленні домішок чавуну. Розрахунки теплового балансу і практика показують, що загальна кількість тепла, що виділяється при окисленні домішок чавуну при будь-якому його складі, значно перевищує потреби в теплі для нагрівання сталі й шлаку і для компенсації тепловтрат. У зв'язку з цим при киснево-конверторній плавці обов'язковим є застосування охолоджувальних домішок. Зазвичай, як охолоджувачі застосовується сталюний брухт. Надлишкове тепло процесу використовується при цьому на його нагрівання й розплавлення. Витрати брухту становлять 25...27% від маси металевих шихти. Перевагою брухту перед іншими охолоджувачами (залізна руда, агломерат, вапняк тощо) є і те, що він знижує собівартість сталі, оскільки брухт дешевший за чавун, а також підвищує вихід сталі, тому що містить менше домішок, які окислюються при продувці.

Втрати металу при продувці

Втрати металу складаються із втрат у вигляді неминучого вигорання (угару) домішок, з оксидами заліза шлаку, з викидами і виносом крапель металу з відхідними газами, у вигляді краплин в шлаку, з димом. Неминучий угар складає 5...6% від маси чавуну.

Втрати з димом зумовлені наявністю в диму дрібнодисперсних частинок оксидів заліза і становлять 1,0...1,5% від маси металу.

Втрати металу з викидами і виносом крапель становлять біля 1%. Втрати заліза, що знаходиться в шлаку у вигляді оксидів FeO і Fe_2O_3 становлять 1...1,25% від маси металу. Зі шлаком втрачається 0,3...0,5% заліза у вигляді дрібних крапель, які заплутуються в шлагі.

Вихід рідкої сталі при киснево-конверторному процесі з урахуванням усіх витрат складає 89...92% від маси металевих шихти.

Виплавка легованих сталей

Виплавка легованих сталей в кисневих конверторах пов'язана зі значними труднощами, оскільки більшість легуючих елементів не можна вводити в конвертор через небезпеку їх повного або часткового окислення (кремній, марганець, алюміній, хром, ванадій, титан). Не викликає труднощів легування тими елементами, в яких хімічна спорідненість з киснем менша ніж у заліза (нікель, мідь, молібден). Решту ж елементів вводять у вигляді феросплавів у ківш під час випуску сталі з конвертора. При виробництві низьколегованих сталей із загальним вмістом легуючих елементів не більше 2...3% феросплави вводять у твердому стані. При виробництві більш легованих сталей легуючі домішки заливають у ківш, розплавивши їх попередньо в електричній печі. Це дозволяє вводити в сталь велику кількість легуючих без охолодження сталі.

3.3.2. Мартенівське виробництво сталі

Виробництво сталі в мартенівських печах на вітчизняних металургійних заводах становить біля 60% (світове виробництво – < 20%). Мартенівська піч (рис. 12) за будовою та принципом роботи є полуменевою регенеративною піччю. В її плавильному просторі спалюється газоподібне або рідке паливо (мазут). Паливо та повітря, проходячи через насадки регенераторів 1 та 2, де вони нагріваються до температури 1000...1200 °C, по вертикальним каналам 3 і 4 подаються в “головку” печі 9 і з неї в робочий простір печі 5. При згоранні палива утворюється факел з температурою 1800...1900 °C. Проходячи головку, розташовану з протилежного боку печі, розжарені до температури 1500...1550 °C продукти згорання попадають в іншу пару насадок регенераторів і по системі відвідних каналів (боровів) надходять у витяжну трубу.

При такій роботі насадки регенераторів правої сторони поступово охолоджуються, а насадки регенераторів лівої сторони нагріваються. В момент, коли регенератори, через які проходять у піч паливо й повітря, вже не в змозі їх нагрівати до потрібної температури, а регенератори, через які з печі виходить дим, перегріваються, відбувається зміна напрямку руху газів, для чого передбачені перекидні клапани 10. Операція “перекидання клапанів” здійснюється періодично з охолодженням насадки регенераторів, через які надходять у піч повітря й паливо. Як паливо для мартенівських печей застосовується природ-

ний газ, мазут і змішаний газ (суміш коксового й доменного газу). Змішаний газ використовується лише на заводах з повним металургійним циклом, тобто які мають доменне й коксохімічне виробництво. Це паливо має порівняно невисоку теплоту згорання і мартенівські печі в цьому випадку мають регенератори для газу і повітря (за схемою рис. 12).

Основна ж маса сталі виплавляється в печах, які працюють на висококалорійних паливах – природному газі й мазуті. В цих випадках достатньо мати лише одну пару регенераторів – для повітря, що значно спрощує конструкцію й експлуатацію печей.

Для візуального спостереження за ходом плавки внутрішній простір печі повинен бути добре освітлений, що забезпечується світимістю факела полум'я. Факел природного газу малосвітний, тому для підсвічування факела одночасно з газом в піч вводять до 30...40% мазуту. Домішок мазуту ще й робить факел більш важким і настільним.

Маса плавки мартенівських печей на металургійних заводах становить 300...500 т з розмірами ванни до 120 м^2 . На деяких заводах працюють печі до 900 т. Тривалість плавки в малих і середніх печах 3...6 год, у крупних – до 12 год. До зупинки на капітальний ремонт мартенівські печі видають 400...600 плавок.

Різновиди мартенівського процесу

В залежності від складу шихти мартенівський процес поділяється на:

1. *Скрап-процес* – процес, при якому основною складовою частиною шихти є сталений скрап (брухт). Зазвичай він використовується на заводах, де немає доменних печей і які розташовані в крупних промислових районах із значними запасами металобрухту. Крім брухту до складу шихти входить 25...45% чушкового доменного чавуну.

2. *Скрап-рудний* – процес, при якому основна маса шихти (55...75%) – рідкий доменний переробний чавун. Решта складових шихти – брухт і залізна руда. Якщо металева шихта на 100% складається з рідкого чавуну, а в піч у твердому стані завантажують лише залізну руду, процес називають *рудним*. В залежності від матеріалу футерівки печі і складу шлаку мартенівський процес може бути *основним* і *кислим*.

Особливості технології мартенівської плавки

Технологія мартенівської плавки характеризується рядом особливостей:

1. Окисний характер газової фази печі. Оскільки повітря для спалювання палива подають із надлишком, то продукти згорання складаються з окисних газів CO_2 , H_2O , O_2 і деякої кількості нейтрального газу N_2 . Кисень з атмосфери печі безперервно переходить в метал і витрачається на окислення складових шихти, в тому числі й заліза.

2. Тепло до ванни надходить зверху, а відводиться через дно печі (під), тому температура шлаку вища, ніж металу, і по глибині ванни є перепад температур.

3. Вирівнюванню температури ванни сприяє “кипіння” ванни, тобто бульбашки CO , які виділяються внаслідок окислення вуглецю за реакції $2[C] +$

$[O_2] = 2\{CO\}$. Але деякий перепад температур по глибині ванни все ж зберігається й становить $20...50\text{ }^{\circ}\text{C}$ в кінці процесу “кипіння” перед випуском металу.

4. Рідкий метал весь час знаходиться під шаром шлаку, тому роль шлаку в мартенівській плавці надзвичайно велика. По суті, керівництво плавкою полягає в тому, що змінюють склад, температуру й консистенцію шлаку і таким чином добиваються одержання металу потрібного складу і якості.

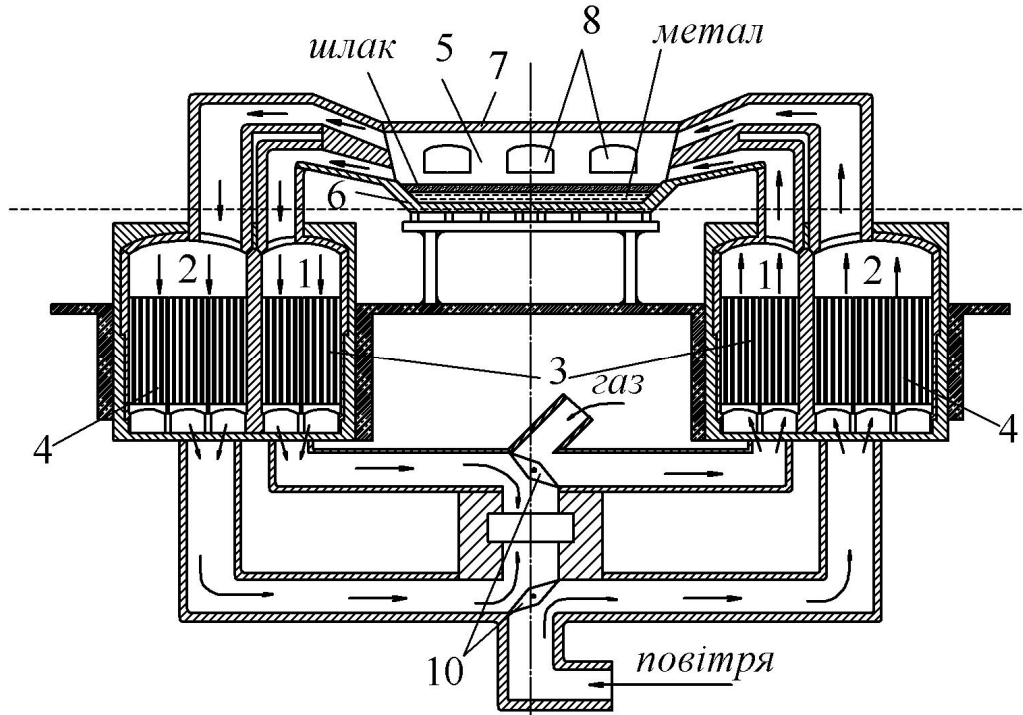


Рисунок 12 - Схема мартенівської печі

1, 2 – паливні і повітряні регенератори; 3, 4 – вертикальні канали для подачі палива і повітря; 5 – робочий простір печі; 6 – під печі; 7 – склепіння печі; 8 – завантажувальні вікна; 9 – головка печі; 10 – перекидні клапани.

Основний мартенівський процес

Переважна більшість сталі виплавляється в основних мартенівських печах. В них можна переплавляти чавун і скрап будь-якого складу і в будь-яких пропорціях і одержувати при цьому якісну сталь (крім високолегованої, яку виплавляють в електропечах).

В основних мартенівських печах здійснюється як скрап-процес так і скрап-рудний процес.

Мартенівський основний скрап-процес. Шихта складається зі сталюго брухту ($55...75\%$) і чавуну в чушках ($25...45\%$).

Співвідношення між сталюгим брухтом і чушковим чавуном розраховують з таких міркувань, що під час завантаження і плавлення вигорає із шихти $30...40\%$ вуглецю. Крім того, для “кипіння” сталі, що є умовою одержання якісної сталі, потрібен після розплавлення шихти надлишковий вміст вуглецю $\sim 0,5\%$ порівняно з маркою сталі, що виплавляється. Наприклад, при виплавці сталі 40 ($0,4\% \text{ C}$) потрібно, щоб після розплавлення в металі було $0,4 +$

0,5=0,9%С. Якщо прийняти, що за час завантаження й плавлення вигорає 35% вуглецю шихти, то потрібно, щоб шихта містила $0,9/0,65 = 1,385\% \text{ C}$.

Якщо прийняти, що в чавуні 4% С, а в брукхті 0,3% С і позначити кількість чавуну через X, а кількість брукхту (100 – X), та матимемо

$$4 \cdot X + 0,3(100 - X) = 1,385 \cdot 100, \text{ звідки } X = 29,4.$$

Таким чином, для виплавки сталі марки 40 необхідно, щоб для даних умов шихта містила 29,4% чавуну і 70,4% брукхту.

Флюсом є вапняк CaCO_3 (5...10% від маси металу). Для прискорення окислення домішок використовують залізну руду.

Завантаження (завалку) мартенівської печі здійснюють через вікна 8 (див. рис. 12): спочатку стальний брукхт, потім чавун. Після розплавлення металеві шихти починається енергійне окислення вуглецю, тобто починається період “кипіння”. На цей момент ванна покривається шлаком, джерелом якого є продукти окислення складових металу (SiO_2 , MnO , P_2O_5 , FeO), продукти роз’їдання футерівки (MgO , CaO), забруднення, внесені шихтою (пісок, глина, тобто SiO_2 , Al_2O_3), іржа на брукхті (FeO , Fe_2O_3 , Fe_3O_4).

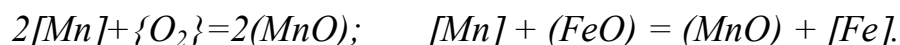
Для видалення фосфору й сірки основність шлаку повинна бути достатньо високою ($\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 2,5 \dots 3,7$). З цією метою в шихту вводять вапняк CaCO_3 . Його кількість становить 5...10% від маси металеві частини шихти.

Кремній в основній мартенівській печі окислюється незворотно майже повністю ще під час плавлення:

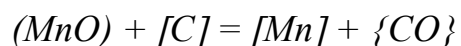


Утворюються також силікати заліза $(\text{FeO})_2 \cdot \text{SiO}_2$ і силікати кальцію $(\text{CaO})_2 \cdot \text{SiO}_2$.

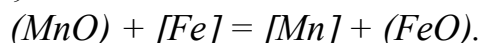
Марганець, як і кремній, також легко окислюється:



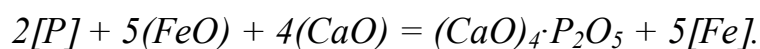
Але при високих температурах марганець може відновлюватись вуглецем



і навіть залізом



Одночасно з кремнієм і марганцем на початку плавки окислюється і фосфор за реакцією



Для запобігання зворотному переходу фосфору із шлаку в метал більшу частину шлаку видаляють із печі і наводять новий шлак.

Реакції видалення шкідливих домішок, як і взагалі майже всі реакції, що відбуваються в мартенівській печі, протікають на межі метал-шлак, отже величина поверхні стикання металу зі шлаком має велике значення. Ця величина різко зростає при “кипінні” металу. Реакцію окислення розчиненого в металі вуглецю і виділення при цьому оксиду вуглецю CO , що і створює ефект кипіння, вважають основною реакцією мартенівського процесу. Для підсилення ефекту кипіння в піч періодично невеликими порціями вводять залізну руду або продувають ванну киснем через фурми в склепінні печі. Внаслідок кипіння також вирівнюється хімічний склад і температура металу, видаляються гази, полегшується процес спливання неметалевих включень.

В кінці періоду кипіння створюються найбільш сприятливі умови для видалення сірки за реакцією



оскільки в цей період забезпечується висока основність шлаку, зменшення вмісту в ньому FeO , нагрівання металу до високої температури.

Розкислення сталі починається ще при “кипінні”. Остаточне розкислення проводять глибинним методом, як і киснево-конверторної сталі.

Мартенівським основним скрап-рудним процесом виплавляють сталь на металургійних заводах, до складу яких входять доменні цехи. Рідкий переробний доменний чавун складає 55...70% шихти, решта – сталевий брухт. Вміст вуглецю в сталі регулюють в цьому процесі введенням в піч до 15% залізної руди.

Спочатку в піч завантажують залізну руду й вапняк, потім брухт, добре їх прогрівають і заливають розплавлений чавун. Домішки чавуну (C , Mn , Si , P) енергійно реагують з оксидами руди, утворюється велика кількість шлаку низької основності з високим вмістом FeO і MnO . Оксид вуглецю, який утворюється внаслідок окислення вуглецю, пінить шлак і він починає витікати з печі. Цей процес “збігання” шлаку продовжується до повного розплавлення твердої частини шихти. Для прискорення процесу плавлення й окислення домішок після закінчення заливання чавуну, ванну продувають киснем через фурми, які вводять через отвори в склепінні печі. При цьому витрачають до 30 м^3 кисню на 1 т сталі.

Після розплавлення шихти й видалення первинного шлаку в печі наводять новий шлак домішками вапна, бокситу або плавикового шпату. Висока основність нового шлаку (до 2,5) сприяє видаленню з металу фосфору й сірки. Подальші процеси в печі (шлакоутворення, кипіння тощо) протікають так, як і при скрап-процесі.

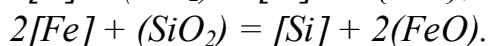
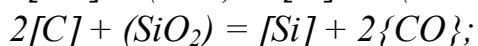
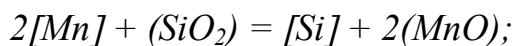
Процеси розкислення та легування проводять або в печі, або в ковші при випуску металу з печі.

Кислий мартенівський процес

Кислим процесом називають виплавку сталі в “кислій” мартенівській печі, футерівка якої виготовлена з кислих вогнетривів ($\sim 95\% SiO_2$). В таких печах не можна застосовувати вапно для створення основного шлаку, отже, не можна видаляти фосфор і сірку з металу. Тому від шихти й палива вимагається висока чистота по цих елементах. Так, в мазуті - в основному паливі для кислих печей - сірки не повинно бути більше 0,3...0,5%. Як головна складова металевої шихти використовується заготовка, виплавлена в основній мартенівській печі і яка містить не більше 0,01...0,02% фосфору й сірки. Цей напівпродукт в рідкому стані з основної печі переливають у кислу піч. Такий процес називають дуплекс-процесом. Другою складовою металевої шихти є сталевий брухт - відходи власного виробництва з відомим хімічним складом. Для забезпечення процесу кипіння в металі після розплавлення повинно бути вуглецю на 0,5...0,6% більше, ніж у готовій сталі.

Для покриття металу шлаком в піч додаються кварцовий пісок, кислий шлак після попередніх плавок, шамотний бій - усього 2...4% від маси металу. Для прискорення процесу кипіння в піч додають залізну руду (до 0,5% від ма-

си металу). В кінці плавки шлак містить 55...60% SiO_2 . При високій температурі з такого шлаку, а також із футерівки печі відновлюється кремній за реакціями:



Відновлення кремнію забезпечує саморозкислення металу і додаткове розкислення феросплавами не потрібне.

Кисла сталь містить менше газів, неметалевих включень, добре розкислена. Все це забезпечує високу якість кислої сталі. Вона використовується для виготовлення деталей відповідального призначення: колінчастих валів двигунів, роторів крупних турбін, підшипників, артилерійських гармат тощо.

Разом з тим вартість такої сталі в 1,5...2 рази вища ніж основної, кислі печі мають низьку продуктивність, тому виробництво такої сталі постійно скорочується в зв'язку з розвитком інших способів виробництва сталі, зокрема електросталеплавильного виробництва, а також із розвитком процесів покращення якості сталі обробкою її поза межами печі.

3.3.3 Виробництво сталі в електричних печах

Для виплавки сталі застосовують дугові та індукційні електропечі. Основні переваги електропечей полягають у можливостях: швидко нагріти метал, що дозволяє вводити в піч велику кількість легуючих домішок; мати в печі відновлювану атмосферу і безокислювальні шлаки, що обумовлює невеликий угар легуючих елементів; плавно і точно регулювати температуру металу; більш повно, ніж в інших печах розкислювати метал, одержуючи його з низьким вмістом неметалевих включень; виробляти сталь з низьким вмістом сірки й фосфору.

Основну масу електросталі виплавляють у дугових електричних печах.

Виплавка сталі в дугових електричних печах

Дугові електропечі випускаються місткістю від 0,5 до 200 т. Розробляються печі на 300 і 400 т.

Принципова схема будови дугової електричної печі показана на рис. 13. Корпус печі має форму циліндра зі сферичним або плоским днищем. Зовні він має захисний кожух із сталюого листа товщиною 10...40 мм, внутрішня поверхня футерована основними або кислими вогнетривами. Вугільні або графітовані електроди пропускаються через отвори в склепінні печі. В стінці корпусу є робоче вікно, через яке зливають шлак, завантажують феросплави, відбирають проби металу. Готову сталь випускають через лютку і зливний жолоб. Піч опирається на сектори і має привід для нахилу в бік робочого вікна або жолоба.

Нагрівання й розплавлення металу здійснюється електричними дугами, що утворюються між кожним електродом і шихтою. Трьохфазний струм підводять до електродів із допомогою гнучких кабелів і мідних шин. Робоча напруга від 100...200 В в малих печах, до 400...600 В в крупних печах. Сила струму досягає десятків тисяч ампер.

Шихту завантажують в піч зверху, для чого склепіння піднімають і відводять в бік; в деяких конструкціях висувають з-під склепіння корпус печі. Електросталь виплавляють переважно в основних печах. При цьому є кілька різновидів плавки: плавка з повним окисленням (плавка на "свіжій" шихті), плавка без окислення (плавка методом переплаву); спрощені методи плавки сталі в печах великої місткості (80...300 т).

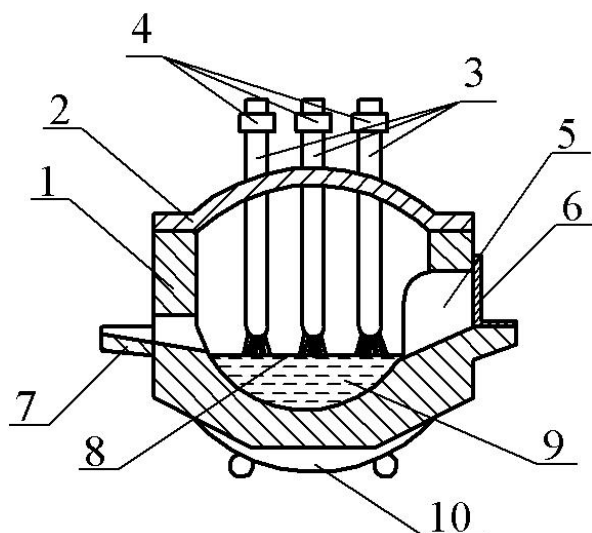


Рисунок 13 - Схема дугової електропечі

1 - корпус печі; 2 - знімне склепіння; 3 - електроди; 4 - електродотримачі; 5 - робоче вікно; 6 - заслінка вікна; 7 - жолоб для випуску металу; 8 - шар шлаку; 9 - метал; 10 - сектор для нахилу печі.

Плавка методом окислення

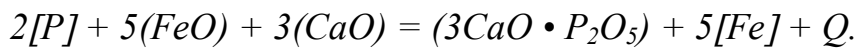
Технологія плавки на свіжій вуглецевій шихті з окисленням застосовується на печах малої й середньої місткості (до 40 т) для виробництва якісних легированих сталей. Основну масу шихти (~90%) складає сталевий брухт. Переробний чавун (до 10%) додають в такій кількості, щоб після розплавлення в металі було вуглецю на 0,3...0,5% більше, ніж у готовій сталі для забезпечення нормального "кипіння". Як флюс застосовують вапно, плавиковий шпат, боксит. При плавці використовують також залізну руду, окалину, агломерат, залізородні котуни, кисень – як окислювачі. Для легування й розкислення застосовують практично всі відомі феросплави і легуючі елементи.

Після завантаження печі опускають електроди майже до торкання із шихтою і включають струм. Між електродами та електродами й шихтою виникають дуги, за рахунок високої температури яких шихта розплавляється. Електроди поступово опускаються, а потім, із збільшенням кількості рідкого металу, піднімаються, оскільки автоматичні регулятори підтримують довжину дуги постійною.

При плавленні відбувається окислення складових шихти за рахунок кисню повітря, окалини, руди, іржі металевого брухту. Під час плавлення повністю окислюється кремній, 40...60% марганцю, частково вуглець і залізо. Шлак у кінці плавлення шихти має основність ~2, підвищену окисленість (% FeO 5...20), що сприяє видаленню з металу фосфору. Тривалість періоду плавлення складає 1,1...3 год.. В подальшому розрізняють два періоди плавки: окислювальний і відновлювальний.

Окислювальний період характеризується такими процесами:

1. Видалення фосфору до вмісту 0,01...0,015% за рахунок реакції:



Знефосфорення металу починають відразу після розплавлення шихти, зливаючи первинний шлак шляхом нахилу печі в бік робочого вікна. Потім наводять новий вапняковий шлак добавками руди й вапна при безперервному зливанні шлаку.

2. Окислення вуглецю, яке викликає кипіння ванни. Цьому сприяє добавка руди й часто - продувка ванни киснем.

3. Видалення з металу розчинених газів разом з бульбашками CO .

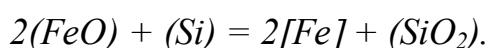
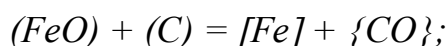
4. Очистка металу від неметалевих включень.

5. Вирівнювання температури і складу металу по об'єму ванни.

Окислювальний період триває 30...90 хв. і закінчується при досягненні вмісту вуглецю в металі нижньої межі, передбаченої для даної марки сталі, а вміст фосфору знижений до 0,01...0,015%. Окислювальний шлак повністю зливається з печі.

Відновлювальний період починається відразу після окислювального і його завданням є розкислення металу, видалення сірки, доведення хімічного складу сталі до заданого. Усі ці завдання вирішуються паралельно протягом всього періоду. Розкислення металу проводять одночасно осаджувальним і дифузійним методами. Після видалення окислювального шлаку в піч додається феромарганець, феросиліцій і алюміній для забезпечення осаджувального (глибинного) розкислення металу.

Далі наводять новий шлак, вводячи в піч вапно, плавиковий шпат і шамотний бій у кількості 2...4% від маси металу. Після розплавлення шлакової суміші починають дифузійне розкислення ванни. Його суть полягає в тому, що розкислюють безпосередньо не метал, а шлак, відновлюючи в ньому залізо з FeO . На шлак порціями завантажують розкислювальну суміш із молотого коксу, феросиліцію, вапна, плавикового шпату. Розкислення шлаку проходить за такими реакціями:



В результаті цих реакцій вміст FeO в шлаку зменшується і у відповідності з законом розподілення $(FeO)/[FeO] = const FeO$ з металу починає переходити в шлак. Це і є дифузійне розкислення. Тривалість його 0,5...1 год. За цей час за рахунок вуглецю в шлаку може відбуватись навуглецьовування металу на 0,03...0,04% C .

Під час відновлювального періоду успішно відбувається видалення сірки (до 0,01% в готовій сталі). Це пояснюється високою основністю шлаку ($CaO/SiO_2 = 2,7...3,3$), його низькою окислюваністю ($FeO < 0,5\%$) і зрушенням рівноваги реакції $[FeS] + (CaO) = (CaS) + (FeO)$ праворуч, в бік більш повного переходу сірки в шлак.

Для легування сталі такі елементи як нікель, молібден, вольфрам, які мають меншу спорідненість з киснем, ніж залізо, вводять безпосередньо в піч із шихтою (Ni) або в процесі її розплавлення (Mo, W). Хром, ванадій, марганець, які легко окислюються, вводять після розкислення, титан, алюміній – перед самим випуском сталі.

Плавка без окислення методом переплаву застосовується, головним чином, для виплавки сталі з відходів металургійного виробництва. Плавка ведеться без окислювального періоду; інколи проводять нетривалу продувку киснем для видалення надлишків вуглецю, азоту, водню. Кінцевий хімічний склад сталі забезпечують додаванням феросплавів. Цей спосіб дає можливість більш раціонально використовувати відходи легованої сталі, які досягають 25...40% при розливанні сталі у виливниці, зменшувати витрати феросплавів.

Описані технологічні процеси виплавки сталі застосовуються в електричних дугових печах місткістю до 40 т. Досвід експлуатації печей великої тоннажності (80...300 т) показав, що така технологія з ряду причин не забезпечує в цих печах одержання сталі високої якості.

Тому для крупних печей існує кілька різновидів технології плавки:

1. Технологія плавки під одним шлаком без відновлювального періоду. В шихту в залежності від потрібного вмісту вуглецю в сталь вводять до 25...30% чушкового чавуну. Для суміщення процесів видалення фосфору й розплавлення в завалку додають 2...3% вапна і до 1,5% залізної руди або агломерату. Після розплавлення шихти шлак зливають а ванну продувають киснем до одержання заданого вмісту вуглецю. Після продувки в піч завантажують потрібні феросплави, а при випуску сталі в ківш додають розкислювачі.

2. Плавка з рафінуванням металу в ковші пічним шлаком від описаної в п. 1 технології відрізняється тим, що після розплавлення шихти ванну продувають киснем, шлак зливають і наводять новий шлак, який розкислюють молотим коксом і феросиліцієм, а перед випуском ще й порошком алюмінію. Кінцевий шлак має основність 2,7...3,4, малоокислений ($FeO < 1\%$). В ківш спочатку зливають шлак, а потім метал, що забезпечує їх інтенсивне перемішування, видалення сірки і неметалевих включень.

3. Плавка з рафінуванням у ковші синтетичним шлаком, який попередньо плавиться в спеціальній печі і містить ~55% CaO і 45% Al_2O_3 . Цей шлак виливають в ківш в кількості 4...6% із температурою 1650...1700 °C. Потім у цей ківш виливають сталь із печі.

4. Технологія з продувкою в ковші порошкоподібними реагентами. Сталь виплавляють за технологією п. 1, а після випуску в ківш її продувають струменем аргону з додаванням до нього суміші, в яку входять активні до сірки й кисню елементи: кальцій, магній, карбід кальцію, сілікокальцій, сплави рідкоземельних металів (РЗМ).

Виплавка сталі в індукційних печах

В індукційних печах виплавляють найбільш якісні корозійностійкі, жароміцні та інші сталі й сплави. Місткість печей складає від кількох десятків кілограмів до 60 т. Схема індукційної печі наведена на рис. 14.

Плавку металу ведуть у тиглі, футерованому основними або кислим вогнетривами. Навкруги тигля розташований спіральний багатовитковий індуктор, виготовлений з мідної труби, по якій циркулює охолоджувальна вода.

За характером струму, що живить індуктор, розрізняють високочастотні печі (10...1000 кГц), печі що працюють на підвищеній (500...10000 Гц) та промисловій (50...60 Гц) частотах.

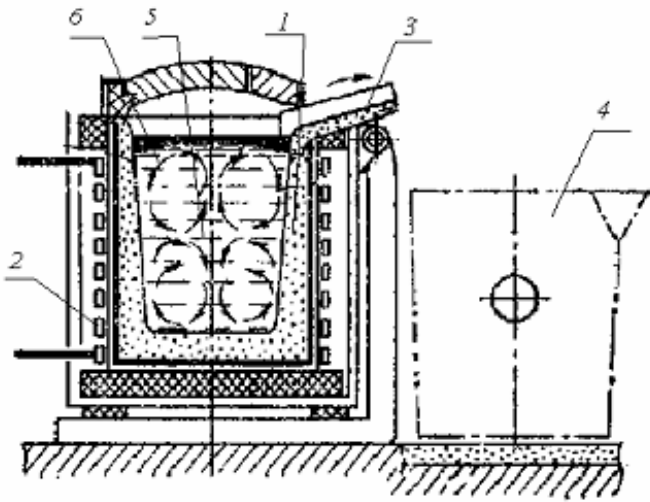


Рисунок 14 - Схема індукційної печі

1 - тигель із вогнетривких матеріалів; 2 - водоохолоджуваний індуктор; 3 - жолоб для випуску сталі; 4 - ківш; 5 - метал; 6 - вихрові струми

При пропусканні струму через індуктор у металі, що знаходиться в тиглі, індуються потужні вихрові струми, що викликають нагрівання й розплавлення металу.

Під дією електромагнітного поля індуктора при плавлі відбувається інтенсивна циркуляція рідкого металу, що сприяє прискоренню хімічних реакцій, одержанню однорідного за хімічним складом металу, швидкому спливанню металевих включень, вирівнюванню температури.

Розкислення сталі

Розкисленням називають технологічну операцію, при якій розчинений у металі кисень переводиться в нерозчинні в металі сполуки. Після операції розкислення сталь називається *розкисленою або спокійною*. Якщо операцію розкислення не проводити, то в сталі при її поступовому охолодженні буде проходити реакція $[O] + [C] = \{CO\}$. Бульбашки оксиду вуглецю, які утворюються при цьому, будуть виділятися з виливка, що кристалізується, створюючи ефект кипіння. Тому таку сталь називають *киплячою*.

Присутній у киплячій сталі кисень погіршує міцність, пластичність і в'язкість сталі. Значно підвищується "поріг холодноламкості", тобто мінімальна температура, при якій метал майже катастрофічно втрачає свої механічні властивості, особливо пластичність ("поріг холодноламкості" киплячої сталі $\sim 0^{\circ}C$, а спокійної – мінус $40^{\circ}C$). Тому розкислення сталі є обов'язковою завершальною операцією при виготовленні більшості марок сталі.

Найчастіше сталь розкислюють марганцем (феромарганцем), кремнієм (феросиліцієм) і алюмінієм. Ці розкислювачі вводять у ківш на струмінь сталі, яка випускається з плавильної печі після наповнення ковша на $1/4 \dots 1/3$ об'єму, в такій послідовності: спочатку феромарганець: $[Mn] + [O] = (MnO)$; потім феросиліцій: $[Si] + 2[O] = (SiO_2)$ і в останню чергу алюміній: $2[Al] + 3[O] = (Al_2O_3)$.

Оброблена таким чином сталь і буде "спокійною". Оброблена лише одним феромарганцем сталь залишається "киплячою". Вона найбільш дешева.

Сталь, розкислена феромарганцем і феросиліцієм, називається "напівспокійною". За якістю і вартістю вона є проміжною між спокійною й киплячою сталями.

3.3.4 Технологія виробництва сталі високої якості

Сучасна техніка ставить до якості сталі все більш високі вимоги. Для багатьох виробів авіаційної, радіоелектронної, космічної та інших галузей техніки потрібна сталь, яка містила б мізерну кількість газів, неметалевих включень та інших небажаних домішок, була б однорідною за властивостями, із відсутністю мікропор та інших дефектів.

Задовольнити ці вимоги при звичайних технологіях ведення плавки в перерахованих вище плавильних агрегатах неможливо.

Тому в промислово розвинутих країнах усе більший розвиток набувають особливі способи виробництва металу відповідального призначення. Ці способи полягають у:

- а) обробці металу вакуумом;
- б) продувці металу інертними газами;
- в) перемішуванні крапель металу зі спеціально приготовленим шлаком;
- г) продувці металу порошкоподібними матеріалами;
- д) переплавленні виливків або заготовок, які були отримані попередньо звичайними способами плавки.

Обробка металу вакуумом впливає на протікання тих реакцій і процесів, в яких приймає участь газова фаза. Газова фаза утворюється, зокрема, при окисленні вуглецю з утворенням CO , при виділенні розчинених в металі водню і азоту, при випаровуванні домішок кольорових металів. Таким чином, при обробці металу вакуумом у ньому зменшується вміст розчинених кисню, водню, азоту, вміст оксидних неметалевих включень; в результаті виділення великої кількості газових бульбашок метал переміщується, стає однорідним за хімічним складом і температурою.

Крім того, якщо метал містить домішки кольорових металів (свинцю, сурми, олова, цинку та ін.), значна частина їх при обробці вакуумом випаровується. Це є, по суті, єдиним способом зменшити вміст таких металів, які помітно погіршують властивості високоякісної сталі.

У промислово розвинутих країнах успішно працюють сотні установок позапічного вакуумування різної конструкції. Найпростішим способом є вакуумування в ковші, який вміщується у вакуум-камеру.

Продувка металу інертними газами викликає: 1) енергійне перемішування металу, що сприяє видаленню в шлак небажаних домішок і вирівнюванню хімічного складу металу; 2) зменшення вмісту газів в металі; 3) полегшення умов реакції окислення вуглецю; 4) зниження температури металу. Продувають метал аргоном, інколи азотом.

Перемішування металу зі спеціально приготовленим (синтетичним) шлаком дозволяє прискорити перехід у шлак шкідливих домішок – сірки, фосфору, оксидних включень. Шлаки з високим вмістом CaO і Al_2O_3 розплавляють в спеціальній електропечі і заливають в ківш одночасно зі сталлю з плавильної печі. Оскільки в такому шлаку немає оксидів заліза, він є одночасно добрим розкислювачем.

Продування металу порошкоподібними матеріалами отримує все більше розповсюдження. В метал в ковші зі струменем газу (нейтрального, відновлювального або й окислювального) вдувають реагенти, які сприяють вида-

ленню з металу шкідливих домішок. Так, для видалення фосфору зі струменем кисню вдувається суміш, яка складається з вапна, залізної руди і плавикового шпату; для видалення сірки вдувають зі струменем аргону суміш вапна і плавикового шпату. Для надання можливості оброблювати метал тривалий час без небезпеки його переохолодити використовують підігрівання металу в процесі обробки теплом електричних дуг між електродами. Розглянуті способи покращення якості металу одержали загальну назву “позапічна обробка сталі” або “ковшова металургія”.

Технологічні способи покращення якості сталі, які полягають у переплавленні виливків або заготовок, одержаних із металу, виплавленого в мартенівських, електричних печах або конверторах, називаються “переплавними процесами”.

Переплавні процеси

До “переплавних” процесів відносяться: вакуумно-дугове (ВДП), електрошлакове (ЕШП), електронно-променево (ЕПП), плазмово-дугове (ПДП) переплавлення (рис. 15).

Вакуумно-дуговий переплав. На схемі рис. 15, *а* показано, що під дією високих температур, які виникають у зоні електричної дуги між електродом (заготовкою), що переплавляється, і піддоном кристалізатора, метал на нижньому торці електрода розплавляється і краплини розплавленого металу падають у ванну, де під дією кристалізатора формується виливок.

Перед початком операції піч вакуумують. Вакуумні насоси продовжують працювати протягом всієї плавки. Таким чином, краплі металу падають через вакуумований простір, при цьому забезпечується дуже повне очищення металу від газів, оксидних неметалевих включень, від домішок деяких кольорових металів. Кристалізація металу у водоохолоджуваному кристалізаторі (зазвичай мідному) має чітко направлений характер, що відповідає напрямку відводу тепла. Виливок виходить щільний, без раковин і пустот. В сучасних установках ВДП одержують виливки масою від кількох сотень кілограмів до 40...50 т. Недоліком способу є неможливість зменшення вмісту сірки (відсутність шлакової фази).

Електрошлаковий переплав (ЕШП) (рис. 15, *б*). Електричний ланцюг між електродом (заготовкою) і виливком, що формується, замикається через шар розплавленого шлаку (електрична дуга відсутня). Рідкий шлак електропровідний, але має великий електричний опір, він нагрівається до температури 1700...2000 °С, внаслідок чого занурений в нього кінець електрода (заготовки) оплавляється і метал у вигляді крапель проходить через шар шлаку і застигає в ванні кристалізатора у вигляді щільного виливка. Шлак складається із CaF_2 із домішками CaO , Al_2O_3 , SiO_2 . Проходячи через такий шлак, метал очищується від сірки, в ньому знижується вміст неметалевих включень. У кристалізаторі утворюється щільний якісний виливок. Перша промислова установка ЕШП вступила до ладу в 1958 р. на Запорізькому металургійному заводі “Дніпроспецсталь”, а згодом на цьому ж заводі був збудований перший у світі спеціалізований цех ЕШП.

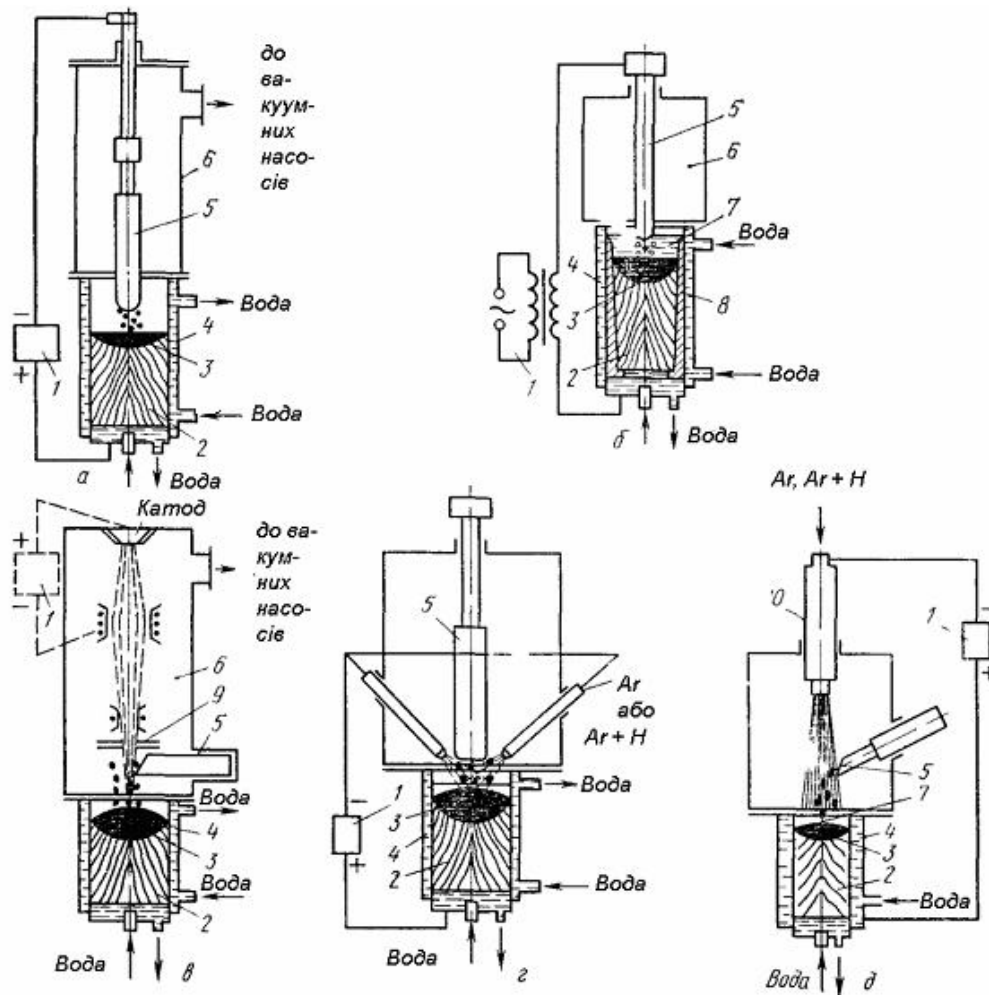


Рисунок 15 - Схеми процесів електропереплаву:

а – вакуумно-дуговий; **б** – електрошлаковий; **в** – електропроменевий; **г** – плазмовий з радіальним розташуванням плазмотронів; **д** – плазмовий з осьовим розташуванням плазмотронів;

1 – джерело живлення; 2 – виливок; 3 – ванна розплаву; 4 – кристалізатор; 5 – електрод (заготовка, що переплавляється); 6 – герметизована камера; 7 – шлакова ванна; 8 – шлаковий “кожух” (при ЕШП); 9 – фокусуєчий пристрій; 10 – плазмотрон

Електрошлакові виливки зазвичай мають масу 5...6 т. Розроблена спеціальна шлакова технологія, яка дозволяє одержувати виливки до 300 т, які використовуються для виготовлення крупних важких деталей – роторів турбін, валів суднових двигунів тощо.

Електронно-променеве й плазмово-дугове переплавлення застосовується поки що обмежено для виготовлення в невеликих кількостях особливо чистих металів (так званих прецизійних сплавів).

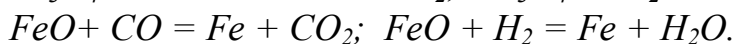
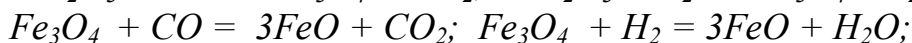
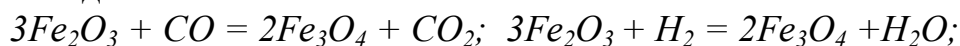
3.3.5 Позадоменне виробництво сталі

Традиційна двохступінчата технологія виробництва сталі має суттєві недоліки: 1) переважне використання коксу як палива в доменних печах, що в зв’язку із різким зменшенням світових запасів коксівного вугілля робить доменний процес неприйнятним в багатьох країнах; 2) розвиток способів дуже

глибокого збагачення залізних руд забезпечують не тільки одержання високого вмісту заліза в концентратах (70...72%), але і повне звільнення його від сірки й фосфору ($< 0,01\% S$ і $< 0,003\% P$) та інших шкідливих домішок, а при доменній плавці ці переваги не можуть бути використані, оскільки фосфор і сірку у великих кількостях вносить кокс. У зв'язку з цим кілька десятиріч останніх років ведуться інтенсивні пошуки способів виробництва сталі, які виключали б із технологічного процесу доменне виробництво. Як одна з можливих технологій є така, що полягає у виробництві рудного концентрату з великим вмістом заліза і переплавленні цього концентрату в електричних печах з одержанням сталі. Металізація руди навіть до 80% Fe є ще недостатньою для виплавки сталі, вона може бути прийнятною лише для доменної плавки. Для безпосереднього використання в сталеплавильному виробництві концентрат повинен мати ступінь металізації 85...95%. Для одержання такого вмісту заліза в концентраті з вихідної шихти з 68...70% Fe застосовують ряд технологій, суть яких полягає у відновленні оксидів цієї вихідної шихти з одержанням у кінцевому продукті вмісту заліза до 90...95%.

Як відновлювач найчастіше застосовується так званий конвертований природний газ, який складається в основному з оксиду вуглецю і водню. Його виробляють, спалюючи вуглеводні в атмосфері з браком кисню.

Одним із способів, що розробляється у вітчизняній металургії, є процес металізації вихідної сировини – котунів конвертованим газом. Схема такого процесу показана на рис.16. Відновлювальний газ одержують в реакторі 2, де протікає реакція $2CH_4 + O_2 = 2CO + 4H_2$. Газ містить ~29% CO , ~55% H_2 і ~13% H_2O і CO_2 . Гарячий газ (1100...1150°С) подається в піч через 10...12 фурм і, піднімаючись назустріч котунам, що опускаються, нагріває і відновлює їх. Нижче фурм розташована зона охолодження, де котуни охолоджуються зворотними газами, які пройшли очистку від пилу в циклоні 3, мокру очистку в скруббері 4 і сушку в агрегаті 5. До цих газів додається невелика кількість природного газу, який забезпечує часткове науглецювання металізованих котунів (до вмісту ~1% C). В сучасних установках об'єм шахтних печей (реторт) становить 100...200 м³ (висота 10...14 м, діаметр біля 3,5 м), що забезпечує продуктивність печі 1000...1500 т/доб. В печі в зоні нагрівання й відновлення температура становить 850...900°С і протікають реакції відновлення оксидів заліза:



Охолоджені металізовані котуни з вмістом заліза до 95% вивантажуються з печі безперервно і надходять в електропечі для виплавки сталі. На процес відновлення 1 т металізованого продукту потрібно 550 м³ оксиду вуглецю й водню. В світовій практиці застосовуються й інші установки виробництва металізованого концентрату.

Зазвичай в електричних печах використовують шихту, яка містить 60...70% за масою металізованих котунів, решта – сталевий брухт. Спочатку в піч завантажують брухт, після розплавлення його теплом електричних дуг у

рідку ванну починають безперервно завантажувати котуни. Розплавлення котунів супроводжується кипінням ванни (окислювальний період). Оптимальною вважається ступінь металізації 90...97%, що відповідає залишковому вмісту кисню в котунах 1,2...0,6%; при більшому ступені металізації (< 0,6% кисню) кипіння не буде і процес плавки порушується. Крім того, для забезпечення кипіння металізована сировина повинна містити певну кількість вуглецю, інакше приходится вдувати карбюратори, наприклад, молотий кокс.

Для ошлакування кислої пустої породи (SiO_2 , Al_2O_3) котунів у піч завантажують вапно. В зв'язку з низьким вмістом в котунах фосфору і сірки основність шлаку може бути меншою, ніж при плавці на шихті зі сталюного брухту і складати 1,5...2,0.

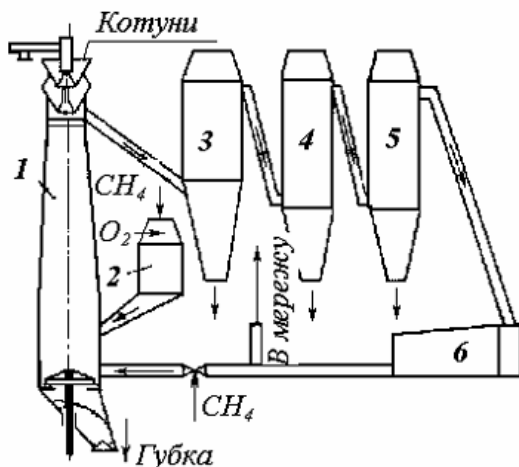


Рисунок 16 - Схеми процесу прямого одержання заліза в шахтній печі:

1 - шахтна піч; 2 - реактор; 3 - пиловловлювач; 4 - скруббер; 5 - водовідокремлювач; 6 - компресор.

Заключна частина плавки на шихті з металізованих котунів полягає в нагріванні до потрібної температури, доведенні хімічного складу сталі, розкисленні й рафінуванні металу.

3.3.6 Розливання сталі

Кінцевим продуктом сталеплавильного виробництва є вилівки масою від кількох сотень кілограмів до 300...400 т, які піддають в подальшому обробці тиском – прокатці або куванню.

Для одержання виливків виплавлену в сталеплавильному агрегаті сталь випускають в розливальний ківш і далі розливають у металеві форми – виливниці або подають на машини безперервного розливання.

Розливання сталі у виливниці

Виливниці виготовляють із чавуну такого хімічного складу, %: 3,3...4,0 C; 0,9...2,2 Si; 0,4...1,0 Mn; < 0,2 P і < 0,12 S.

Форма поперечного перерізу виливниць може бути квадратною, прямокутною, круглою, багатогранною. Вилівки квадратного перерізу використовуються для виробництва сортового прокату; вилівки прямокутного перерізу з відношенням їх ширини A до товщини B менше 1,5 – для виробництва як сортового так і листового прокату; плоскі вилівки з відношенням $A/B = 1,5...3,0$ – для прокатки листа. Вилівки круглого перерізу йдуть на виготовлення труб, коліс тощо. В багатогранній виливниці відливають вилівки для ковальських поковок.

За формою позовжнього перерізу виливниці бувають двох типів: із розширенням доверху для розливання спокійної сталі і з розширенням донизу – для киплячої сталі.

Виливниці, що розширюються донизу, роблять наскрізними (без дна), а з розширенням доверху – як із дном, так і без дна (для виливків спокійної сталі масою більше 9 т). Товщину стінок виливниць приймають рівною приблизно 20% від величини поперечного розміру виливка. Відношення маси виливниці до маси виливка складає 0,8...1,4 (для дрібних виливків воно досягає 2). Стійкість виливниць складає 60...100 розливань.

Застосовують два основні способи розливання сталі у виливниці: розливання зверху і розливання знизу (сифоном).

При розливанні зверху (рис. 17) сталь безпосередньо з ковша 1 надходить у виливниці 2, які встановлені на чавунних плитах – піддонах 3. Після заповнення кожної виливниці стопор 4 закриває випускний отвір у ковші, ківш транспортують до наступної виливниці, відкривають стопор і після заповнення нової виливниці цикл повторюють. З метою зменшення напору струменя і розбризкування металу на стінки виливниці розливання зверху інколи ведуть через проміжні ковші (рис. 18, а) або проміжні воронки (рис. 18, б).

Перевагами розливання зверху є :

- простота обладнання і невелика вартість розливання;
- відсутність відходів металу;
- температура металу перед розливанням може бути меншою, ніж при сифонному розливанні.

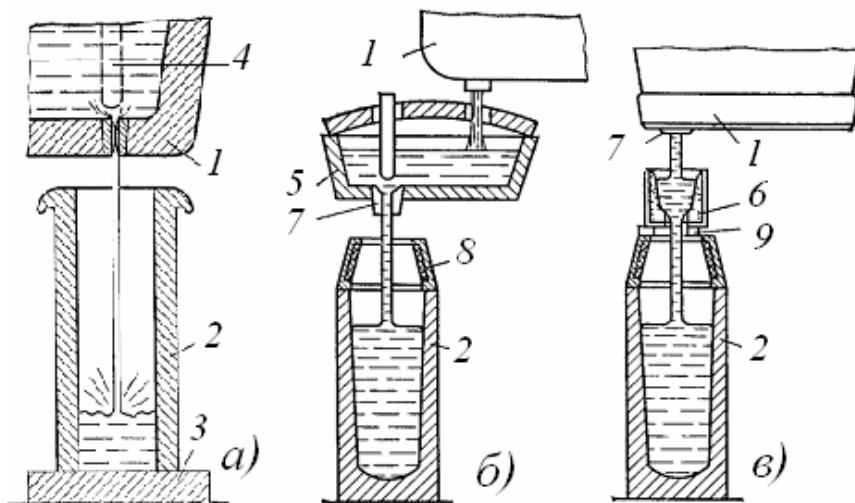


Рисунок 17 – Схеми розливання сталі зверху безпосередньо з ковша (а), через проміжний ківш (б), проміжну воронку (в):

1 - сталерозливальний ківш; 2 - виливниця; 3 – піддон; стакан; 4 – стопор; 5 - проміжний ківш; 6 - проміжна воронка; 7 – стакан; 8 - прибуткова надставка; 9 - підставка.

Недоліки розливання зверху:

- утворення плівок на поверхні нижньої частини виливка як наслідок розбризкування металу при ударі струменя в дно виливниці. Застиглі на стінках виливниці й окислені з поверхні бризки металу не розчиняються в рідкій сталі, що піднімається, утворюючи дефект поверхні – плівки, які не зварюються з металом при прокатуванні. Для запобігання цього поверхню виливків приходится піддавати зачистці.

- велика тривалість розливання;

- через часті відкривання й закривання погіршуються умови роботи стопорного механізму ковша, а через велику тривалість розливання знижується стійкість футерівки ковша.

При розливанні знизу (сифонному розливанні), основаному на принципі сполучених посудин, сталюю заповнюється одночасно від двох до кількох десятків виливниць. Рідка сталь з ковша 1 (рис.18) надходить в установлений на піддоні 5 футерований з середини центровий стояк 2, а з нього футерованими каналами 4 у виливниці 3. Канали для підводу металу до виливниць у піддоні і стояку створюються за допомогою спеціальної, так званої, сифонної цегли.

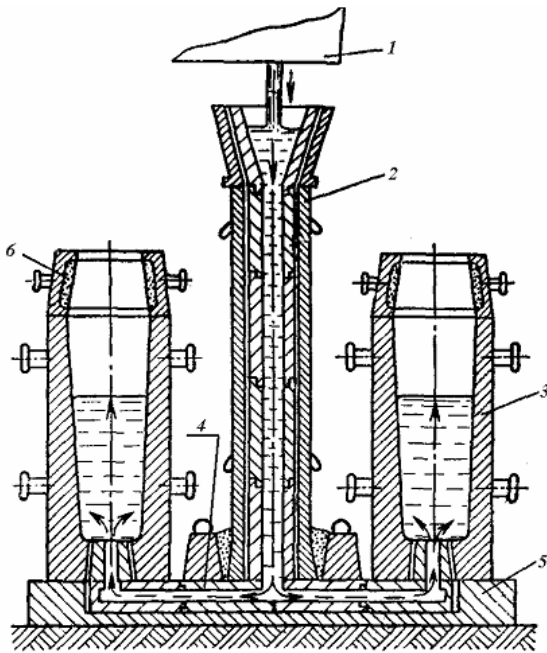


Рисунок 18 - Схема розливання сталі знизу

Для зменшення додаткової частини виливка на виливницях встановлюють утеплені надставки 6. Крізь один центральний ливник залежно від величини виливків одночасно заливають від двох до 60 ... 100 виливниць. Після заливання всіх установлених на піддоні

виливниць стопор ковша зариває випускний отвір і ківш транспортується до наступного піддона і т.д.

Сифонне розливання має такі переваги перед розливанням зверху:

- одночасне відливання кількох виливків скорочує тривалість розливання і дозволяє розливати в дрібні виливки плавку великої маси;

- поверхня виливка виходить чистою, оскільки метал у виливницях піднімається спокійно без розбризкування;

- підвищується стійкість футерівки ковша і покращуються умови роботи стопора внаслідок меншої тривалості розливання й зменшення числа відкривань і закривань стопора;

- під час розливання можна слідкувати за поведінкою металу, який піднімається у виливниці й у відповідності з цим регулювати швидкість розливання.

Недоліки сифонного розливання:

- складність і підвищена вартість розливання, зумовлені значними витратами на сифонну цеглу й збирання піддонів і стояків;
- додаткові втрати металу на ливники (0,7...2,5% від маси сталі, що розливається);
- необхідність нагрівання металу в печі до більш високої температури в зв'язку з його додатковим охолодженням у каналах сифонної цегли.

Прибуткові надставки встановлюються при розливанні спокійної сталі на виливницях, що розширюються доверху. Вони футеруються теплоізоляційними матеріалами для уповільнення охолодження верха виливка, що сприяє виведенню сюди усадочної раковини. В подальшому ту частину виливка, де розташована усадочна раковина, відрізають при прокатуванні і переплавляють.

Величину усадки, яка визначається природою сталі, зменшити неможливо. Тому для того, щоб звести до мінімуму втрати металу, пов'язані з видаленням частини виливка, де розташована усадочна раковина, усадочну раковину концентрують у верхній (головній) частині виливка і зменшують глибину її проникнення у виливок.

Для цього застосовують прибуткові надставки. Вони при розливанні заповнюються рідким металом, поверхню якого покривають теплоізолювальними матеріалами (азбестом, коксовою-шлаковою сумішшю, спеціальними розігрівальними сумішами, які складаються з алюмінію, феросиліцію, дрібного коксу або деревинного вугілля, шамоту, бокситу тощо).

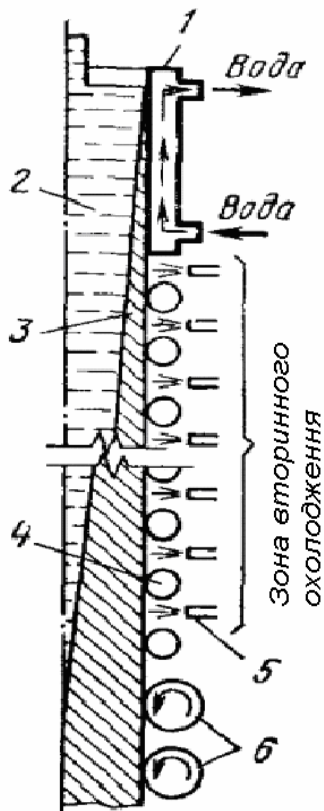
Метал у прибутковій надставці, довго залишаючись рідким, живить виливок виливниці при його кристалізації і застигає останнім. Тут і формується усадочна раковина. При застосуванні вказаних заходів величина головної частини, яка обрізається від виливків спокійної сталі, складає 12...16%, а для дрібних виливків і легованих сталей досягає 20%.

В виливках киплячої сталі концентрована усадочна раковина не утворюється, вона компенсується численними бульбашками, наповненими CO, який утворюється при "кипінні" сталі у виливниці. У зв'язку з відсутністю усадочної раковини нема необхідності застосовувати виливниці, які розширюються доверху.

Киплячу сталь розливають у наскрізні виливниці, що розширюються донизу. Це спрощує процес звільнення виливка з виливниці — виливницю просто знімають із твердого виливка.

Безперервне розливання сталі

Безперервне розливання сталі почали широко використовувати за останні 25...30 років. Суть способу полягає в тому, що рідку сталь безперервно заливають у водоохолоджувану виливницю без дна — кристалізатор, з нижньої частини якого витягують затвердівший з периферії виливок із рідкою серцевиною.



Далі виливок рухається через зону вторинного охолодження, де повністю твердне, після чого його розрізають на куски визначеної довжини. Розливання ведуть до повного переливання металу з сталерозливального ковша або ж розливають без перерви метал з кількох ковшів різних плавок (розливання методом "плавка на плавку"). Схема безперервного розливання й кристалізації виливка показано на рис. 19.

Рисунок 19 - Схема безперервного розливання і кристалізації виливка:

1 - кристалізатор; 2 - рідкий метал; 3 - твердий метал; 4 - опорні ролики; 5 - форсунки для подачі розпиленої води на зливоч; 6 - тягові валки

Кристалізатор 1 виготовлений з міді. В його порожнистих стінках циркулює вода. Метал, що заливається в кристалізатор, при контакті з його стінками переохолоджується і затвердіває у вигляді кірки, товщина якої збільшується донизу виливка і на виході з кристалізатора становить 10...25 мм.

В зоні вторинного охолодження на поверхню виливка, що повільно рухається донизу, подають розпилену воду. Опорні ролики 4 попереджають можливе випучення кірки під дією стовпа рідкої сталі. Глибина лунки рідкої сталі залежить від швидкості витягання виливка і дорівнює 17,2 м при швидкості витягання 0,6 м/хв. виливка перерізом 30...1200 мм, і 34,4 м - при швидкості 1,2 м/хв.

На машинах безперервного лиття заготовок (МБЛЗ) виливають заготовки квадратного перерізу розміром до 350 x 350 мм, круглі діаметром до 540 мм, прямокутні товщиною 70...350 мм і шириною до 2600 мм.

Для витягання перших метрів виливка в кристалізатор знизу вводиться затравка у вигляді „ластівчиного хвоста” (рис. 20, а), або Г - подібна (рис.20, б), яка утворює тимчасове дно, а низ її знаходиться в тягових валках.

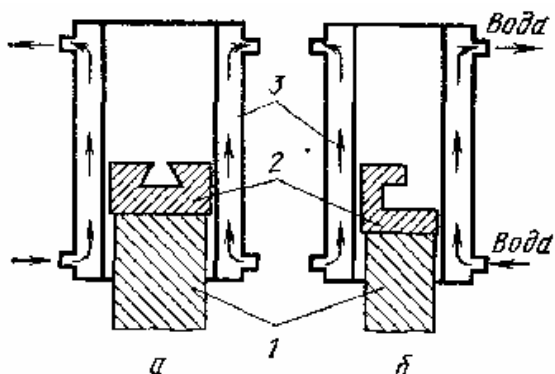


Рисунок 20 - Затравка в кристалізаторі перед початком розливання

а - з головкою у вигляді "ластівчиного хвоста"; б - з Г-подібною головкою;

1 - затравка; 2 - головка затравки; 3 - кристалізатор

Переваги безперервного розливання перед розливанням у виливниці:

- 1) суттєво підвищується вихід придатного металу (на 10...15%) внаслідок того, що при безперервному литті утворюється одна усадочна раковина в кінці розливання плавки;
- 2) відпадає необхідність в обжимних прокатних станах (блюмінгах і слябінгах), на яких виготовляється попередня заготовка з металургійного зливка для наступних операцій прокатки сортового й листового профілів;
- 3) підвищується якість металу внаслідок зменшення хімічної неоднорідності через швидке охолодження виливків;
- 4) зменшуються витрати ручної праці і покращуються умови праці;
- 5) створюються умови для автоматизації процесу розливання.

Контрольні питання

В чому полягає суть двоступінчатого способу виробництва сталі?

Основні способи виплавки сталі.

Будова кисневого конвертора та основні процеси, що в ньому відбуваються.

Основні способи мартенівської плавки.

Типи електричних сталеплавильних печей та способи плавки в них.

Суть і мета розкислення сталі. Основні реакції при розкисненні.

Способи розливання сталі.

Схема машини для безперервного розливання сталі.

Способи покращання якості сталі.

Позадоменне виробництво сталі (виробництво сталі одноступінчатим способом).

3.4 ВИРОБНИЦТВО МІДІ

3.4.1 Сировинні матеріали для виробництва міді

Для виробництва міді використовують мідні руди з вмістом міді 1...6%. В рудах мідь знаходиться у вигляді сірчистих сполук (Cu_2S , CuS , $CuFeS_2$), оксидів (Cu_2O , CuO), гідрокарбонатів [$CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$, $2CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$].

Пуста порода складається з піриту FeS_2 , кварцу SiO_2 , карбонатів магнію і кальцію ($MgCO_3$, $CaCO_3$), оксидів різних металів (Al_2O_3 , CaO , MgO , FeO).

Руди поділяються на сульфідні й окислені. В сульфідних рудах міститься, % : 1...6 Cu ; 8...40 Fe ; 9...46 S ; 1...6 Zn ; 5...55 SiO_2 ; 2...12 Al_2O_3 ; 0,3...4 CaO ; 0,3...1,5 MgO , а в окислених - $\approx 2Cu$; $\approx 1 Fe$; 0,1...0,2 S ; 60...68 SiO_2 ; 10...16 Al_2O_3 ; 0,3...0,7 CaO ; 0,3...0,7 MgO . Найбільше промислове значення мають сульфідні руди, із яких виробляють $\approx 80\%$ міді. Основним методом одержання міді є пірометалургійний метод. Ним добувають більше 90% міді.

3.4.2 Пірометалургійний метод виробництва міді

Технологічний процес виробництва міді пірометалургійним методом включає такі основні етапи: збагачення мідних руд (виробництво концентра-