

Міністерство освіти і науки, молоді та спорту України
Дніпродзержинський державний технічний університет

КОНСПЕКТ ЛЕКЦІЙ

з дисципліни «**ТЕХНОЛОГІЯ ВИПЛАВКИ СТАЛІ**»
(розділ «**Конвертерні процеси**»)
для студентів спеціальності 6.050400
«Металургія чорних металів»
(усіх форм навчання)

Затверджено
редакційно-видавничою секцією
науково-методичної ради ДДТУ
« ____ » _____ 2012 р.,
Протокол № ____

Дніпродзержинськ
2012

Розповсюдження і тиражування без офіційного дозволу Дніпродзержинського державного технічного університету заборонено.

Конспект лекцій з дисципліни «Технологія виплавки сталі» (розд. «Конвертерні процеси») для студентів спеціальності 6.050400 «Металургія чорних металів» (усіх форм навчання) Полетаєв В.В. -Дніпродзержинськ: ДДТУ, 2012 р.104 стор.

Укладач: к.т.н., доцент Полетаєв В.П.

Відповідальний за випуск: к.т.н., доцент Кулік А.Д.

Рецензент к.т.н., доцент кафедри металургія чорних металів Сафіна-Валуєва Л.О.

Затверджено на засіданні кафедри МЧМ

Протокол № 18 від 11 травня 2012 р.

Коротка анотація видання. В конспекті розглянуто сутність киснево-конвертерного процесу, його основні етапи, технологія виробництва якісних, легованих і спеціальних сталей, конвертерні процеси з донним і комбінованим

дуттям.

ЗМІСТ

	Стор.
ВСТУП	5
1 КИСНЕВО-КОНВЕРТЕРНІ ПРОЦЕСИ	6
1.1 Історія виникнення і розвитку	6
1.2 Шляхи поліпшення шлакоутворення	8
1.3 Матеріальний і тепловий баланси плавки	13
1.4 Вплив на теплову роботу конструкцій і дуттьових пристроїв	19
1.5 Витрати чавуну при використанні різних охолоджувачів	23
1.6 Вплив температури і складу чавуну на теплову роботу	24
1.7 Теплова робота конвертерів у залежності від температурного режиму продувки і якості металобрухту	25
1.8 Вплив інших параметрів плавки	29
1.9 Основні способи поліпшення теплового балансу плавки в звичайних умовах	32
1.10 Досвід застосування в конвертерній плавці відходів виробництва чорних і кольорових металів	33
2 ВИРОБНИЦТВО ЯКІСНИХ, ЛЕГОВАНИХ І СПЕЦІАЛЬНИХ СТАЛЕЙ	35
2.1 Попередня обробка чавуну	35
2.1.1 Мета обробки	35
2.1.2 Позадоменна десульфуріяція чавуну	36
2.2 Позадоменна десульфуріяція чавуну матеріалами, що містять кальцій	44
2.3 Використання соди	48
2.4 Устаткування і показники десульфурії чавуну	48
2.5 Позадоменна дефосфорація чавуну	51
2.6 Задачі і принципи десиліконізації чавуну	55
2.7 Основи поєднання процесів десульфурії і дефосфорації чавуну в одному агрегаті	57
2.8 Сумісне проведення операцій видалення із чавуну кремнію, фосфору і сірки	59
2.9 Задачі позапічної обробки сталі в конвертерних цехах	61
2.10 Відсікання і виявлення шлаку при випуску металу з конвертера	63
2.11 Сучасні технології розкислення і легування сталі	65
3 КИСНЕВО-КОНВЕРТЕРНИЙ ПРОЦЕС З ДОННИМ ДУТТЯМ	69
3.1 Шихтовий режим	72
3.2 Дуттьовий режим	74
3.3 Тепловий режим	79
3.4 Технологічні взаємозв'язки	81
3.5 Фосфористий чавун	86

3.6 Низькомарганцевистий чавун	87
3.7 Ванадієвий чавун	88
4 КОНВЕРТЕРНІ ПРОЦЕСИ З КОМБІНОВАНИМ ДУТТЯМ	89
4.1 Типи продувки	89
4.2 Особливості конструкції дуттьових пристроїв і агрегатів	91
4.3 Дуттьовий режим	94
4.4 Технологічні взаємодії	97
4.5 Тепловий режим	98
4.6 Вибір конвертерного процесу для конкретних умов підприємства	100
ЛІТЕРАТУРА	102

ВСТУП

Одна з особливостей промисловості країни – наявність потужної чорної металургії, яка характеризується великою матеріало- і енергоемністю, що суттєво впливає на навколишнє середовище. Тому, на поліпшення стану економіки та екології держави суттєво впливає втілення ресурсо- і енергозберігаючих технологій.

Розвиток сталеплавильного виробництва в Україні здійснюється за рахунок виведення з експлуатації мартенівських печей і збільшення частки сталі, що виплавляється в конвертерах і електродпечах.

Особлива увага приділяється проблемам підвищення якості сталі, застосування новітніх технологій позапічної обробки, а також у конвертерних процесах, безперервній розливці, збільшення частки сталі, що розливається безперервним способом.

1. КИСНЕВО-КОНВЕРТЕРНИЙ ПРОЦЕС

1.1 Історія виникнення і розвитку процесу

Ще Бессемер в одному із патентів запропонував продувати чавун чистим киснем зверху через фурму, занурену в метал. Ідею використання кисню в сталеплавильному виробництві розвивали у своїх працях основоположник сучасного металознавства Д.К. Чернов у 1876 р. і творець "Періодичної системи елементів" Д.І. Менделєєву 1899 р.

Перші напівпромислові досліди по продувці чавуну технічно чистим киснем зверху (у ковші) були проведені в СРСР у 1933 р. інженером М.І. Мозговим. Однак тільки наприкінці 40-х - початку 50-х років інтенсивні розробки методів одержання у великих масштабах дешевого кисню дали можливість почати дослідження технології конвертерної плавки при заміні повітря киснем.

У 1944 р. на машинобудівному заводі в Митищах і в 1945 р. на Кузнецькому металургійному заводі провели плавки в конвертерах малої ємкості з продувкою чавуну через днище технічно чистим киснем або дуттям з різною концентрацією в ньому кисню. Дослідження і практика показали, що головними перевагами кисневого дуття у порівнянні з повітряним є: підвищена якість сталі, у першу чергу за рахунок значного зниження вмісту в ній азоту, розширення сортаменту застосовуваних чавунів і можливість використання значної кількості сталевих брухтів в металошихті за рахунок надлишку тепла, обумовленого усуненням його витрат на нагрівання баласту дуття - азоту.

На початку 50-х років були випробувані різні варіанти подачі кисню - зверху з зануренням фурми у розплав (М.І. Мозговий - СРСР, Дюррер - Німеччина), знизу (Леллеп - Франція, В.В. Кондаков - СРСР), збоку (Дюррер, Хеллбрюге - Німеччина).

Однак через низьку стійкість дуттєвих пристроїв і вогнетривів для футеровки конвертерів, незадовільний перебіг шлакоутворення довгий час не вдавалося створити працездатний процес.

Австрійським інженерам Суессу, Тринклеру, Хаутману, Ринешу та ін., які встановили водоохолоджувану фурму над ванною, вдалося вирішити як проблему стійкості фурм, так і задачу поліпшення шлакоутворення. У 1952 р. у м. Лінц і в 1953 р. у Донавиці (Австрія) почали працювати перші у світі киснево-конвертерні цехи.

Новий процес одержав кілька назв:

- 1) **киснево-конвертерний** - у вітчизняній літературі;
- 2) LD - від німецького Linz Dusenverfahren - фурменный процес у Лінці;
- 3) **ВОР** - від англ. Basic Oxygen Process - основний киснево-конвертерний процес.

Оскільки киснево-конвертерний процес вигідно відрізняється від бесемерівського, томасівського, мартенівського і електросталеплавильного, він швидко поширився на заводах промислово розвинутих країн.

У США, Японії, ФРН, Великобританії, Франції, Італії частка киснево-

конвертерного процесу (у % від загального виробництва сталі всіма способами) через 10 років після його виникнення, тобто в 1962 р., відповідно досягла 7,8; 38,6; 7,8; 6,7; 7,6; 5,1, а наприкінці ХХ століття складала приблизно 60; 60; 65; 65; 40,0. Ємкість перших кисневих конвертерів складала 25-35 т. Зараз вона зросла до 350-400 т.

На основі проведених у 1954-1955 рр. експериментів у конвертерах і ковшах ємкістю 8-15 т в Україні були спроектовані і введені в експлуатацію перші в СРСР киснево-конвертерні цехи на металургійних заводах - Дніпропетровському ім. Петровського (1956 р.) і "Криворіжсталь" (1957 р.). Зараз у країнах СНД працюють киснево-конвертерні цехи, обладнані 49-ма агрегатами ємкістю в основному 150-400 т, у тому числі 19 конвертерів - в Україні.

На початку ХХІ століття в Україні частка киснево-конвертерного виробництва складала понад 50, в СНД - ~ 45 , у світі - ~ 60 % від загальної її виплавки, або більше 500 млн. т щорічно.

Якщо в 1952 р. у світі працював лише один промисловий кисневий конвертер, то через десять років (у 1962 р.) - уже 94, у 1982 р. - 682, у 1992 р. - 649, а в 2002 р. - 660. Зменшення числа конвертерів в останні роки обумовлено виводом з експлуатації застарілих агрегатів невеликої ємкості.

Кількісне зростання виплавки конвертерної сталі супроводжувалось якісним поліпшенням технології й устаткування.

Застосування багатосоплових фурм замість односоплових дозволило збільшити інтенсивність продувки з $1,5-2 \text{ м}^3/\text{хв.т}$ до $3-4 \text{ м}^3/\text{хв.т}$ у конвертерах будь-якої ємкості. Це привело до підвищення їх продуктивності і, як наслідок, до подальшого збільшення розриву між продуктивністю кисневих конвертерів та інших сталеплавильних агрегатів. Продуктивність 400-тонних конвертерів - понад 600 т/год, що в 4 рази більше продуктивності 900-тонної мартенівської печі та найпотужнішої електропечі.

Впровадження системи відведення конвертерних газів без допалювання знизило капіталовкладення в будівництво цеху, зняло обмеження щодо ємкості конвертерів і інтенсивності продувки, дало змогу використовувати конвертерні гази як паливо. Організація допалювання СО до CO_2 у порожнині конвертера розширила можливості процесу по переробці металобрухту.

Автоматизація керування технологією конвертерної плавки з використанням зондових установок забезпечила можливість досягнення заданих кінцевих параметрів металу при мінімальних витратах.

Широке впровадження засобів позапічної обробки чавуну і сталі дозволило виробляти метал з низьким вмістом шкідливих домішок і газів.

Поліпшення якості вогнетривів, факельне торкретування футеровки конвертерів, використання набризканого шлакового гарнісажу підвищило стійкість футеровки до 3000-5000 плавок. У світовій практиці досягнута стійкість футеровки більш як 10 000 плавок.

Сполучення конвертерів з установками безперервного розливання сталі знизило витрати металу на прокат на 14-15%, підвищило продуктивність праці на 5-15%, зменшило витрати умовного палива на 60-70 кг/т заготовок.

Минулі роки характеризувалися появою ряду різновидів киснево-конвертерного процесу. При переробці фосфористих чавунів для прискорення шлакоутворення були розроблені способи вдування у ванну за допомогою струменів кисню тонкоподрібненого вапна, в інших варіантах - обертів при продувці агрегати і відповідні технології ведення плавки. Знайдені прийоми переробки природно легованих чавунів ванадієм, марганцем, хромом.

Однак можливість організації продувки металу знизу киснем залишалася дуже привабливою. Організація перемішування ванни, теплообмін у ній, інтенсивність засвоєння необхідних матеріалів і дуття при проходженні його в рідкому металі знизу вгору значно кращі. При продувці знизу не потрібна велика висота конвертерного відділення цеху для підйому кисневої фурми і розміщення величезного (у порівнянні з конвертером) газоходу і т.д. Тому дослідження, спрямовані на усунення основного недоліку при продувці знизу - низької стійкості фурм, продовжувалися.

Їх успішним підсумком стали досліді в 1954-56 рр. на Новотульському металургійному заводі й освоєння в 1967-68 рр. спочатку в Німеччині, потім у Франції, США та інших країнах методу продувки фосфористого і звичайного переробного чавуну в конвертері знизу струменями кисню, оточеними для ізоляції його від контакту з рідким металом у ділянці днища кільцевими струменями вуглеводнів. Метод назвали в Німеччині - OBM (Oxygen Bottom Maxhutte - кисень-днище-фурма Максхютте), у Франції - LWS (за першими буквами назв фірм, що розробляли метод: "Loire-Creusot", "Wendel-Sideler", "Sprunck"), у США - Q-BOP (де додатковий до BOP індекс Q взятий від першої букви англійських слів "quiet" - спокійний, "quick" - швидкий, "quality" - якість і є, таким чином, рекламою процесу). У 1980 р. в конвертерах з донною кисневою продувкою отримано майже 40 млн.т сталі.

Одночасно цей метод дав поштовх до виникнення більш удосконалених - комбінованих конвертерних процесів донно-верхнього дуття, що розвиваються з кінця 70-х років. Комбінована продувка дозволила об'єднати переваги продувки зверху і знизу, в результаті чого досягаються інтенсивне і рівномірне в різних ділянках ванни її перемішування, розосередження дуття, більше наближення системи шлак-метал до рівноваги, спокійний перебіг продувки, високий вихід придатної сталі, менше пиловиділення, можливість переробки великих кусків брухту, легке регулювання окисленості металу, швидке розчинення звичайного кускового вапна і т.д.

Комбінована продувка, таким чином, витіснила суто донну кисневу і застосовується (звичайно, у менших масштабах у зв'язку зі складністю і необхідністю високої культури виробництва) поряд з верхньою кисневою як основні способи одержання сталі у світі. Крім використання конвертерів для переробки чавуну в сталь, агрегати конвертерного типу в даний час застосовують також для виробництва легованої і високолегованої сталі шляхом продувки напівпродукту, отриманого в дуговій електропечі чи кисневому конвертері, сумішами різного складу.

1.2 Шляхи поліпшення шлакоутворення

Більш повному і швидкому розчиненню вапна й утворенню шлаку необхідного складу сприяють:

1) Оптимальний склад чавуну, що переробляється. Збільшення вмісту кремнезему у шлаку понад визначену норму при підвищенні концентрації кремнію в чавуні утруднює розчинення вапна, зменшує активність закису заліза у шлаку в першій половині плавки (при основності менше 1,7), знижує активність оксиду кальцію і цим погіршує кінетичні термодинамічні умови видалення з металу сірки і фосфору. З іншого боку, при надмірно низькому вмісті кремнію у чавуні і кремнезему у шлаку погіршуються процеси шлакоутворення, видалення сірки і фосфору у зв'язку зі зменшенням кількості шлаку і з несприятливими змінами його фізико-хімічних властивостей. Для одержання в останній третині плавки шлаку, який активно розчиняє вапно і порівняно рідкотекучий, із в'язкістю не більше 0,4 пз, що дозволяє проводити добір проб без його роздування, замір температури металу, зливання шлаку і виключає заметалювання фурми, вміст кремнезему у шлаку повинен дорівнювати 17-18%. Враховуючи це і необхідність забезпечення достатньої кількості шлаку для видалення сірки ($[S]_{\text{чав}} = 0,05-0,06\%$) і фосфору, можна рекомендувати такі оптимальні вмісти кремнію в чавуні: при охолодженні плавки бруктом (24-26% від ваги садки) - 0,7-0,8%, при охолодженні рудою - 0,3-0,45%. При такому вмісті кремнію в чавуні у зв'язку зі швидким його окислюванням концентрація SiO_2 у шлаку на початку і в середині плавки буде дещо вище оптимальної, і тому слід вживати заходів, що прискорюють розчинення вапна.

При підвищенні вмісту марганцю у чавуні збільшується кількість його оксидів у шлаку, прискорюється розчинення вапна, хоча при високій його концентрації істотно збільшується угар металу. Доцільно мати у чавуні 0,7-0,8% марганцю. Цілком можлива переробка чавунів і зі зниженим вмістом марганцю (0,3%). Однак при цьому, якщо не вжити відповідних заходів, зростають винос і втрати металу, збільшується ймовірність заметалювання фурми, горловини конвертера і поверхні кесона, і для поліпшення шлакоутворення необхідні спеціальні заходи - збільшення витрат плавикового шпату, зміна положення фурми в процесі плавки та ін.

2) Присадки оксидів марганцю у шлак у вигляді марганцевистого вапняку, марганцевистого вапна, а також марганцевої руди. В останньому випадку у шлак вноситься значна кількість кремнезему. Введення оксидів марганцю у шлак найбільш доцільне при переділі низькомарганцевистого чавуну.

3) Підтримання в процесі продувки оптимальних співвідношень окисленості шлаку і швидкості окислювання вуглецю, при яких досягається найбільша швидкість розчинення вапна. Величини цих оптимальних співвідношень залежать від температури ванни і для різних періодів плавки різні. Тому доцільно змінювати положення фурми чи витрати дуттєвого кисню за визначеною програмою, що забезпечує оптимізацію процесу.

4) Підвищення вмісту у шлаку MgO до оптимальної межі - близько 6%. Це сприяє зменшенню в'язкості шлаку і швидкому розчиненню вапна, а також збільшенню стійкості футеровки конвертерів. Дослідження вітчизняних і

закордонних заводів свідчать про позитивні результати роботи при використанні магнезійного вапна і доломітизованого вапняку.

5) Підвищення температури ванни і перегріву шлаку відносно температури його плавлення. При гарячому перебігу операцій шлакоутворення прискорюється, збільшується ймовірність оплавлення поверхневих шарів ошлакованих кусків вапна, але наприкінці плавки надто висока температура шкідлива, тому що при цьому зменшується повнота окислювання фосфору, що негативно позначається на якості сталі. Тому найбільш доцільним вважається такий температурний режим: гарячий початок операції і нормальна температура ванни наприкінці продувки.

При роботі з високими витратами брухту і введенні його однією порцією початок плавки, як уже відзначалося, проходить холодно, формування шлаку погіршується, і на це необхідно звертати особливу увагу.

6) Введення у шлак спеціальних флюсів, які розріджують його і сприяють розчиненню вапна.

7) Застосування м'яковипаленого швидко реагуючого вапна. М'яковипалене вапно має розвинену дрібнокристалічну структуру, значну пористість, що визначає її високу реакційну здатність. При цьому на деяких заводах воліють мати в центрі кусків вапна розміром понад 35 мм невелике ядро вапняку, що запобігає перевитраті вапна в печах і сприяє швидкому його розчиненню внаслідок розтріскування при попаданні у шлак. Перспективне застосування вапна з обмеженим розміром кусків (10-40 мм) і вапна, отриманого в печах "киплячого" шару, яке має досить високу реакційну здатність. При розмірі часток вапна менше 5-10 мм різко збільшується його винос. Вдування пилоподібного вапна пов'язане з ускладненням виробництва, тому при переділі звичайного мартенівського чавуну в кисневих конвертерах навряд чи доцільне.

Підвищення якості вапна є одним із дієвих і ще недостатньо використаних важелів (резервів) поліпшення шлакоутворення. Необхідні безперервний контроль реакційної здатності вапна на заводах і негайне усунення причин, що зменшують її.

8) Попередня підготовка шлакоутворюючих матеріалів. Перспективність цього напрямку підтверджується успішними дослідями застосування синтетичного вапна, що містить до 10% оксидів заліза, а також вапна, «забрудненого» до 20% оксидами Fe_2O_3 , MgO і Al_2O_3 . Застосування такого вапна прискорює його перехід у шлак, підвищує вихід придатного і збільшує ступінь видалення з металу шкідливих домішок - сірки і фосфору. Позитивні результати дає також застосування вапна, насиченого оксидами марганцю. Однак організація виробництва зазначених вище видів вапна пов'язана зі значними труднощами.

При випалюванні такого вапна відбувається злипання його кусків, налипання вапна на футеровку випалювальних печей з утворенням охолодей, часткове руйнування кірки на шматочках вапна, збагаченого оксидами заліза чи марганцю, втрати цих оксидів на холодильниках обертових печей.

Заслужують на увагу пропозиції застосовувати огрудовані матеріали,

що складаються з конвертерного пилю, окалини чи інших речовин, що містять оксиди заліза, а також плавиковий шпат (або соду і вапно).

У цьому напрямку особливо перспективне застосування синтетичних матеріалів, виготовлених із порошкоподібних сумішей, що мають велику поверхню контакту фаз, і містять значну кількість легкоплавких ($\sim 1200^\circ\text{C}$) феритів кальцію. До числа таких матеріалів відносяться, в першу чергу, високоосновні обпалені окотиші й агломерат (основність більше 3 із вмістом CaO понад 25%). Дослідженнями встановлено, що при використанні високоосновного агломерату в кількості 20-60 кг на 1 т сталі шлакоутворення значно поліпшується і йде по шляху, що прискорює асиміляцію вапна шлаком і зростання його основності. Застосування високоосновного агломерату значно наближає шлях зміни складу шлаку в конвертері до бажаного шляху шлакоутворення, розташованого в зоні найбільших швидкостей розчинення шлаком вапна, а при високих витратах агломерату приводить до їх майже повного збігу.

При використанні високоосновного агломерату шлак значно швидше наближається до стану насичення вапном і трикальцієвим силікатом, чим забезпечується надійне видалення шкідливих домішок.

Прискорене формування шлаку на всіх етапах продувки при застосуванні високо-основного агломерату обумовлює істотне поліпшення умов служби вогнетривів і підвищення всіх техніко-економічних показників киснево-конвертерного процесу.

9) Усунення грудкування вапна:

а) розосередження дуття у зв'язку з більш рівномірним в обсязі ванни виділенням оксиду вуглецю і перемішуванням значно зменшує імовірність грудкування вапна, особливо в периферійних ділянках ванни. При однострумінній фурмі спостерігається бурхливе виділення CO і фонтанування в центрі ванни, слабке перемішування на її периферії, що сприяє злипанню кусків і грудкуванню вапна в цій зоні.

Для запобігання і зменшення грудкування вапна число сопел у кисневій фурмі n , очевидно, слід збільшувати пропорційно до зростання площі ванни (S_v)*:

$$n_{\text{макс}} = k S_v \approx k_l \frac{Q}{H_0}, \quad (1.1)$$

де Q - ємкість конвертера, т; H_0 - глибина спокійної ванни; k , k_l - коефіцієнти пропорційності;

б) залишення в конвертері частини шлаку і застосування кінцевих сталеплавильних шлаків поліпшують шлакоутворення, збільшують кількість шлаку на початку плавки і знижують імовірність грудкування вапна, але мають і недоліки: труднощі заливання чавуну і підвищення тривалості циклу плавки у випадку застосування рідких шлаків, збільшення імовірності викидів та ін. Оптимальні результати досягаються при залишку близько 1/3 шлаку;

в) введення вапна "під чавун" скорочує пасивний період розчинення вапна в процесі продувки і прискорює процес шлакоутворення, однак

може приводити до заростання днища конвертера і дещо збільшує цикл плавки. Доцільно збільшувати до деякої межі число порцій вапна, що вводиться в процесі продувки, розосереджуючи у часі введення кожної порції. Зосереджене введення у ванну значної кількості вапна сприяє її грудкуванню. З підвищенням інтенсивності продувки з'являється необхідність і можливість, у зв'язку з ростом потужності перемішування ванни, більш зосередженого і раннього введення вапна без його грудкування.

10) Поліпшення шлакоутворення при інтенсифікації продувки. Коефіцієнт масопереносу β у конвертерній ванні визначається потужністю її перемішування і швидкістю окислювання вуглецю:

$$B \approx k_2 (TV_C)^a \approx k_3 I_{O_2}^a, \quad (1.2)$$

де I_{O_2} - інтенсивність продувки, $\text{м}^3/\text{т хв}$;

T - температура ванни, К;

$a = 0,7-0,8$ - показник ступеня.

З рівняння (1.2) випливає, що при інтенсифікації продувки має місце деяке відставання в рості швидкості масопереносу і, отже, розчинення вапна від росту I_{O_2} і скорочення тривалості плавки, обернено пропорційної I_{O_2} , що уже відзначалося. Підвищення інтенсивності продувки повинне супроводжуватись розосередженням дуття (збільшенням числа сопел у фурмі), що впливає на шлакоутворення протилежно I_{O_2} у зв'язку зі зменшенням грудкування вапна і деяким підвищенням окисленості шлаку в цьому випадку. Збільшення числа сопел у фурмі впливає протилежно підвищенню інтенсивності продувки на рівень ванни, який визначає імовірність викидів металу і шлаку. Тому для усунення викидів і поліпшення шлакоутворення при підвищенні інтенсивності продувки слід збільшувати число сопел у фурмі відповідно до наближеного рівняння:

$$n \approx k_4 I_{O_2}^x, \quad (1.3)$$

Величина показника x , за розрахунками авторів, складає близько 1,2.

Із рівнянь (1.1) і (1.3) знаходимо:

$$n_{\text{макс}} \approx k \frac{I_{O_2}^x Q}{H_o}, \quad (1.4)$$

Більш точний аналіз, що враховує вплив глибини ванни на її спучування і характер газовиділення, приводить до виразу:

$$n_{\text{макс}} \approx k \frac{I_{O_2}^x Q}{H_o^y}, \quad (1.5)$$

де $y < 1$.

Із рівнянь (1.5) і (1.6) видно, що зростання садки й інтенсифікація продувки для забезпечення нормального перебігу плавки повинні супроводжуватись збільшенням ступеня розосередження дуття. При підвищенні інтенсивності продувки підсилюється перемішування ванни і прискорюється розчинення вапна з перших хвилин плавки, скорочується тривалість плавки. На Криворізькому металургійному заводі визначений найбільш раціональний, з

точки зору поліпшення процесу шлакоутворення і показників плавки, режим присадки вапна у 150-тонний конвертер при підвищеній до $4,2 \text{ м}^3/\text{т.хв}$ інтенсивності продувки: присадка 40-50% усього вапна на початку продувки, 20-30% - на 2-ій хв і 20-30% - не пізніше 4-ї хвилини від початку продувки (при її тривалості 12 хв.). У цьому випадку усуваються відзначені вище недоліки процесу шлакоутворення, пов'язані з ростом інтенсивності продувки, підвищується основність, сірко- і фосфоропоглинаюча здатність шлаків, збільшується стійкість футеровки.

1.3 Матеріальний і тепловий баланси плавки

Рівень і структура матеріальних і енергетичних витрат характеризують стан технології і техніки процесу, їх аналіз дозволяє розкрити резерви, намітити шляхи їх реалізації. Матеріальний і тепловий баланси конвертерного процесу взаємно обумовлені.

У таблицях 1.1 та 1.2 наведені баланси плавки на рідкому передільному чавуні наступного складу, %: 4,20 C; 0,75 Si; 0,60 Mn; 0,15 P; 0,05 S при температурі 1340°C .

При продувці зверху звичайного передільного чавуну киснем виділяється така кількість теплоти, яка може забезпечити нагрівання ванни до кінця процесу без застосування охолоджувачів до $1850-1900^\circ\text{C}$. Для одержання наприкінці продувки звичайної температури $1580-1650^\circ\text{C}$ витрати сталевих брухту повинні складати 24-28%, чавуну - 72-76% від маси металевих шихти в залежності від його складу і температури. Перевищення оптимальних витрат охолоджувача обумовлено, як правило, збільшенням частки теплоти реакцій окислювання заліза, в результаті чого знижується вихід придатного.

Застосовують і додаткові охолоджуючі добавки (тверді окислювачі): залізну руду, окалину, агломерат, окотиші, вапняк, одна масова одиниця яких в середньому замінює три-чотири масових одиниці сталевих брухту. У зв'язку з цим при додатковому охолодженні твердим окислювачем (до 1 %) витрати брухту складають 20-25% при витратах чавуну 75-80%.

При продувці передільного чавуну інші статті матеріального балансу (таблиця 1.1) змінюються в наступних межах. За даними балансових плавки різних досліджувачів, кількість міксерного чи доменного (у випадку застосування ковшів міксерного типу) шлаку, що потрапляє з чавуном у конвертер, складає 0,3-1,2% маси чавуну.

Забруднення брухту (особливо привозного) може змінюватися в широких межах (0,5-2,0% маси брухту). Забруднення оборотного брухту має і може бути оцінене величинами 0,5-1,5% маси брухту. Кількість окалини на сталевому брухті також може значно коливатися. Оборотної брухт чистіший, кількість окалини на ньому звичайно в межах 1,0-1,5% його маси. За даними вітчизняних і закордонних заводів, при переділі низькофосфористого чавуну, в залежності від сортаменту сталі, що виплавляється, основності кінцевого шлаку, режиму продувки, якості вапна та інших параметрів плавки, витрати плавицевого шпату складають 1,5-5,0 кг/т сталі, частіше - 2-3 кг/т, а витрати

вапна - 60-90 кг/т. У широкому інтервалі коливається знос футеровки конвертера, а витрати вогнетривів досягають 1,4-5,0 кг/т сталі. Питомі витрати дуттєвого кисню в практиці кисневого конвертування можуть складати 45-60 м³/т сталі, частіше - 50-55.

Видаткові статті матеріального балансу визначають вихід придатного металу. Розходження у виробничих умовах і ступені досконалості технології приводять до його значних коливань (від 88 до 91 %). Втрати заліза з виносом дрібних крапель металу і шлаку при продувці досягають 1% маси металозавалки; у вигляді пилу (диму), який виноситься газами, що виходять з конвертера - 0,8-1,5%; з викидами-виплесками чи навіть періодичними переливами через горловину конвертера металошлакової емульсії - 2%, а іноді, при великих розладах процесу, до 5%; у вигляді корольків металу, що заплуталися у шлаку (найчастіше в кількості 6-10 % від маси шлаку) і в оксидах заліза шлаку.

Резерви поліпшення теплового балансу існують у збільшенні внесеної фізичної і хімічної теплоти і в зниженні втрат теплоти.

Типовий тепловий баланс продувки передільного чавуну представлений схематично на рисунку 1.1, де втрати теплоти в конвертері через корпус, горловину, на нагрівання футеровки, з охолоджуючою фурму водою наведені в межах 1,5-3,0% від надходження тепла, що спостерігаються на практиці при чіткій організації роботи конвертерів, тобто без простоїв, додувок, тривалих періодів очікування аналізу. У протилежному випадку, особливо при неритмічній роботі конвертерів, втрати теплоти по зазначених статтях видаткової частини теплового балансу досягають 12% і більше. Як видно з рисунку 4.48, істотні втрати теплоти з газами, що відходять (13), із шлаком (12).

У прибутковій частині теплового балансу, крім фізичної теплоти чавуну (сектор 1), велику частку складає теплота від окислювання вуглецю (~ 66% усієї теплоти деяких хімічних реакцій) і досягає, за даними досліджень, максимальної величини 75% при менших витратах металобрухту і, відповідно, більших - чавуну. Значна роль у тепловому балансі кремнію у металевому розплаві (4). Кожна 0,1% Si вносить у ванну конвертера 1,8 МДж на 100 кг металевої шихти. Теплоти реакції окислювання кремнію досягає 13-20% від загальної кількості теплоти хімічних реакцій. Значно менш суттєву теплову роль відіграє вміст Mn у металевому розплаві (5). При продувці передільних чавунів теплота від окислювання P майже не впливає на тепловий баланс плавки.

Таким чином, вуглець при киснево-конвертерному переділі звичайного мартенівського чавуну є основним паливом процесу.

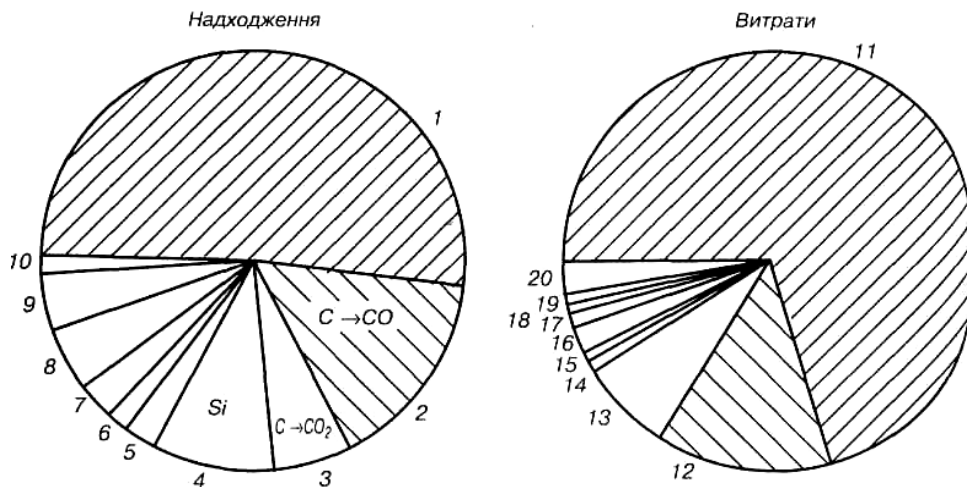
При інтенсивності продувки O₂ в середньому до 5 нм³/хв·т частка вуглецю, що окислюється у ванні конвертера до CO, складає 0,9, а до CO₂ - 0,1, як обчислено на рисунку 1.2, шляхом планіметривання площ, обмежених кривими:

$$\text{CO}/(\text{CO} + \text{CO}_2) = f(\tau/\tau_{\text{прод}})$$

$$\text{і } \text{CO}_2/(\text{CO} + \text{CO}_2) = f(\tau/\tau_{\text{прод}}),$$

де $\tau/\tau_{\text{прод}}$ - відносна тривалість продувки, %.

Для стислості оперують використовуваним поняттям окислювання С до CO_2 у ванні конвертера, маючи на увазі не механізм реакції, а кінцевий результат окислювання С з передачею теплоти, що утворилася, металевій ванні.



1 - ентальпія чавуну; 2 - окислення вуглецю до монооксиду; 3 - окислення вуглецю до діоксиду; 4 - окислення кремнію; 5 - окислення марганцю; 6 - окислення фосфору; 7 - реакції зв'язування у шлаку кремнезему і пентоксиду фосфору; 8 - утворення міксерного (доменного) шлаку; 9 - утворення диму; 10 - ентальпія міксерного (доменного) шлаку; 11 - ентальпія сталі; 12 - ентальпія шлаку; 13 - ентальпія газів; 14 - дисоціація води шихти; 15 - дисоціація карбонату кальцію шихти; 16 - дисоціація оксидів заліза шихти; 17 - ентальпія оксидів заліза диму; 18 - ентальпія викидів; 19 - ентальпія залізних корольків у шлаку; 20 - втрати теплот

Рисунок 1.1 - Схема теплового балансу конвертерної плавки

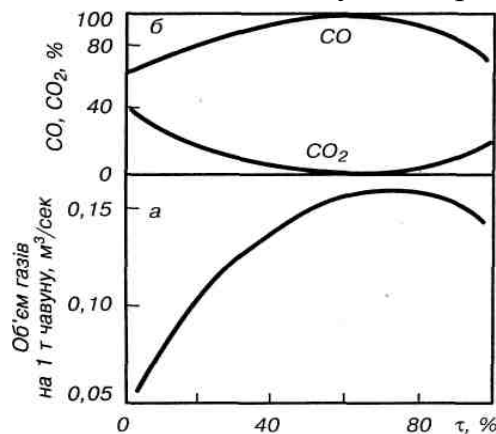


Рисунок 1.2 - Зміна об'єму конвертерних газів (а) і вмісту в них CO і CO_2 (б) під час верхньої кисневої продувки з інтенсивністю $4 \text{ м}^3/\text{хв}\cdot\text{т}$

Якби весь вуглець окислювався у ванні конвертера до CO_2 , надходження тепла від його окислювання збільшилося б у 2,4-2,6 рази. Створення умов для досягнення більшого ступеня окислювання С до CO_2 у конвертері стає з кожним роком все важливішою задачею у зв'язку з економією енергоресурсів. В останні роки відношення $\text{CO}_2/(\text{CO}+\text{CO}_2)$ у газах з конвертера знизилося у зв'язку з підвищенням інтенсивності продувки від 1,5-2,0 до 3-4 $\text{нм}^3/(\text{хв}\cdot\text{т})$ і динамічного

тиску кисню, що витікає з фурми. Це відношення визначається також конструкцією наконечника кисневої фурми і рівнем розташування його по висоті конвертера. Воно зростає зі збільшенням числа сопел, кута їх нахилу до вертикалі і при підйомі фурми. Однак ці параметри визначаються, головним чином, технологічною необхідністю продувки, і відношення $CO/(CO+CO_2)$ у ряді випадків завжди має пріоритетне значення.

Роль інших елементів у тепловому балансі плавки в порівнянні з вуглецем невелика. Мала кількість тепла надходить від окислювання заліза - 3950 кДж/кг (таблиця 1.2) для умов кінця продувки при переході заліза у шлак і 7360 кДж/кг - при утворенні бурого диму існує технологія плавки з передувом до низького вмісту вуглецю, коли навмисно палять залізо, щоб випустити трохи перегрітий метал. Переваги цієї технології полягають у підвищенні частки металобрухту в шихті конвертера і здійсненні завершальної стадії - доведення (у тому числі на вуглецьовування) на спеціальному стенді, обладнаному компактними пристроями для тонкого коригування температури і хімічного складу металу. Однак, як показали дослідження, робота з підвищеним на 35-40 кг/т сталі, у порівнянні зі звичайними витратами металобрухту, приводить до збільшення втрат заліза і зниження придатного. Збільшення часу продувки при цьому за рахунок періоду, що відзначається максимальним зносом футеровки, підвищення агресивної здатності шлаків стосовно вогнетривів, падіння виходу придатної сталі вказують на недостатню економічну доцільність розглянутої технології. Ця технологія може застосовуватися, оскільки поки що не вирішена задача надійної зупинки продувки на заданому вмісті [C]. У США і деяких інших країнах зниження цін на металобрухт у певних умовах приводить до економії у витратах, що перекидає додаткові витрати по зазначених статтях.

При переділі в конвертерах високофосфористого чавуну (1,6-2,0% P) структура теплового балансу змінюється (таблиця 1.3). Заміна частини вуглецю чавуну фосфором приводить до зростання надходження тепла за рахунок абсолютного збільшення майже всіх статей, крім статті, пов'язаної з меншими витратами чавуну і, звичайно, його температурою.

Статті зростають внаслідок переходу з високим тепловим ефектом фосфору у шлак, якого, в свою чергу, утворюється велика кількість - 20-25% від маси металевих шихти. Змінюються також статті видаткової частини балансу. Втрати теплоти конвертером збільшуються, оскільки обов'язковий період скочування проміжного шлаку. Однак роль вуглецю в тепловому балансі ванни залишається високою, становить більше 40% теплоти хімічних реакцій окислювання елементів чавуну і практично рівноцінна ролі фосфору.

Розрахунки показують, що при продувці високофосфористого чавуну з вмістом фосфору <1,7% реакції окислювання вуглецю в тепловому балансі ванни більш значні, ніж фосфору.

Світова конвертерна практика останніх років характеризується тенденцією зниження вмісту марганцю у чавуні.

В нашій країні ця величина зменшилась від 1,0-1,3 до 0,4-0,6% і нижче, чому сприяла народногосподарська економія марганцю, насамперед, у доменному виробництві, незважаючи на деякі додаткові витрати в

конвертерних цехах.

Окремі цехи переробляють зараз чавун практично без марганцю (його концентрація менше 0,2%), тому представляється необхідним особливо виділити його роль у тепловому балансі плавки. На рисунку 1.3 представлені зміни у надходженні тепла в конвертерній ванні при зменшенні концентрації марганцю в чавуні.

Таблиця 1.1 - Матеріальний баланс плавки до розкислення на 100 кг металошихти

Надходження	кг	Витрати	кг
Чавун рідкий	74,00	Рідкий метал	90,34
Металобрухт	25,10	Шлак	11,44
Міксерний (доменний) шлак і футеровка чавуновозного ковша	0,46	Гази	7,97
		Пил	1,41
		Викиди і винос металу з конвертера	1,0
Забруднення металобрухту	0,15		
Окалина металобрухту	0,29	Залізо корольків у шлаку	0,95
Плавиковий шпат	0,15		
Вапно	6,30	Разом 113,11	
Футеровка конвертера, що перейшла у шлак	0,20		
Дутєвий кисень	6,46		
Разом	113,11		

Дані рисунка 1.3 враховують не тільки зниження кількості шлаку, але й деяке збільшення витрат металошихти і виносу металу, що відзначається практиками при концентраціях марганцю в чавуні нижче 0,6%. Як видно з рисунка 1.3, таблиці 1.2, концентрація марганцю в чавуні в цілому слабо впливає на тепловий баланс плавки, разом з тим її значення важливе для технології процесу.

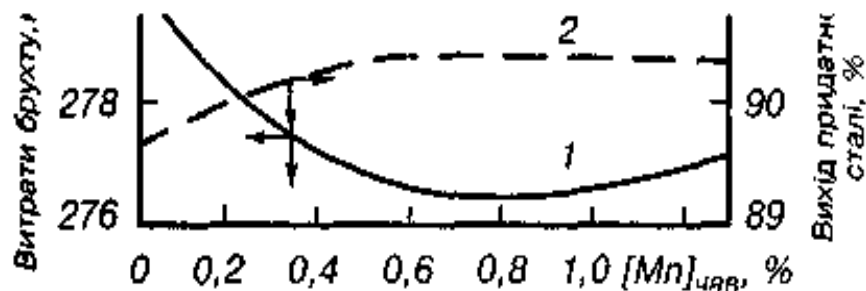


Рисунок 1.3 - Витрати брухту (1) і вихід придатної сталі (2) в залежності від вмісту марганцю у чавуні під час виплавки сталі із вмістом вуглецю 0,2% в 150-тонному конвертері

Таблиця 1.2 - Тепловий баланс плавки до розкислення на 100 кг металошихти у 350-400-тонному конвертері

<i>Надходження</i>	<i>кДж</i>	<i>%</i>	<i>Витрати</i>	<i>кДж</i>	<i>%</i>
Фізична теплота рідкого чавуну	92630	52,5	Фізична теплота рідкої сталі	127600	72,5
Теплота окислювання домішок шихти	60705	34,5	Фізична теплота кінцевого шлаку	24955	14,2
у тому числі:			Теплота газів, що відходять	13840	7,9
окислювання С до CO (90%,)	29690	16,9/49			
окислювання С до CO ₂ (10%)	10325	5,9/17*	Теплота дисоціації води шихти	292	0,2
окислювання Si	15950	9,0/26*	Теплота дисоціації CaCO ₃ із шихти	878	0,5
окислювання Mn	2930	1,7/5*			
окислювання P	1810	1,0/3			
Теплота реакцій зв'язування SiO ₂ і P ₂ O ₅ у шлаку	4990	2,8	Теплота дисоціації оксидів заліза шихти	1465	0,8
Теплота утворення оксидів заліза шлаку	8150	4,6	Теплота оксидів диму	2215	1,2
Теплота окислювання заліза диму	8863	5,1	Теплота викидів	920	0,5
			Теплота корольків шлаку	1260	0,7
Фізична теплота міксерного (доменного) шлаку	782	0,5	Втрати теплоти конвертером	2695	1,50
			у тому числі:		
			теплопровідністю через футеровку	344	0,19
			аккумуляція теплоти футеровкою	1915	1,07
			з охолоджуючою фурму водою	436	0,24
Разом	176120	100	Разом	176120	100

*чисельник — % від загального надходження теплоти; знаменник — % від теплоти окислювання домішок шихти.

Роль вуглецю в тепловому балансі плавки ще більш зростає у випадку попереднього знекремнювання чавуну при малошлаковому, а також видалення додатково Р і S при безшлаковому процесах, що застосовуються на заводах Японії. Ці процеси мають ряд переваг: підвищуються вихід придатного і стійкість футеровки, скорочуються витрати на транспортування і переробку шлаку, втрати марганцю і кисню. Застосування таких процесів, можливо, буде розширюватися. З'явилися повідомлення про доцільність внесення при цьому в конвертер додаткових джерел теплоти.

Таблиця 1.3 - Тепловий баланс киснево-конвертерного переділу високофосфористого чавуну складу, %: 1,8 P; 3,0 C; 0,4 Si; 0,6 Mn; 0,06 S - при $t=1250^{\circ}\text{C}$ (на 100 кг металошихти) у 350-тонному конвертері

<i>Надходження</i>	<i>кДж</i>	<i>%</i>	<i>Витрати</i>	<i>кДж</i>	<i>%</i>
Фізична теплота рідкого чавуну	85300	40,8	Фізична теплота рідкого металу	125420	59,9
Теплота окислення домішок шихти	67610	32,2	Фізична теплота проміжного шлаку	55445	26,5
у тому числі:			Теплота газів, що відходять	12000	5,7
окислювання C до CO	20895	10,0/31,0			
окислювання C до CO ₂	6720	3,2/9,9	Теплота дисоціації води шихти	250	0,1
окислювання P	29435	14,0/43,5	Теплота дисоціації CaCO ₃ із шихти	900	0,4
окислювання Si	7860	3,7/11,6	Теплота дисоціації оксидів заліза шихти	4100	1,9
окислювання Mn	2700	1,3/4,0	Теплота оксидів диму	221	5,1,0
Теплота реакцій зв'язування (P ₂ O ₅) і (SiO ₂)	29620	14,1	Теплота викидів	1400	0,7
Теплота утворення оксидів заліза шлаку	17560	8,4	Теплота заліза корольків шлаку	2715	1,3
Теплота окислення заліза диму	8863	4,2	Втрати теплоти конвертером	5240	2,50
Фізична теплота міксерного (доменного) шлаку	732	0,3	у тому числі:		
			через корпус	740	0,4
			через горловину	4100	1,9
			з водою, що охолоджує фурму	400	0,2
Разом	209685	100	Разом	209685	100

Таким чином, у конвертерах з кисневим дуттям при здійсненні переділу будь-якого чавуну визначальне значення в тепловому балансі плавки належить вуглецю. За рахунок підвищення концентрації вуглецю в металевій ванні і збільшення його частки, яка окислюється в CO₂, можна помітно поліпшувати тепловий баланс киснево-конвертерного процесу.

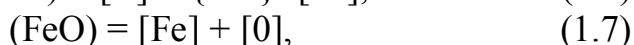
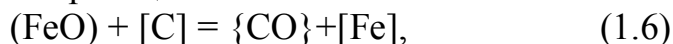
1.4 Вплив на теплову роботу конструкції дуттєвих пристроїв

Цей вплив може проявлятися через ступінь спалювання CO до CO₂ у порожнині конвертера, окисленість шлаку, димовиділення і коефіцієнт засвоєння кисню, величина якого впливає на тривалість продувки.

Однак для оцінки впливу дуттєвого пристрою на теплову роботу конвертера звичайно досить розглянути зміну тільки ступеня окислювання CO до CO₂ при переході від однієї конструкції до іншої. Окисленість шлаку в плавці з верхнім кисневим дуттям визначається, як правило, технологічними особливостями процесу. Придатність пристрою визначається мінімальним

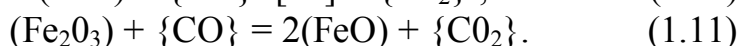
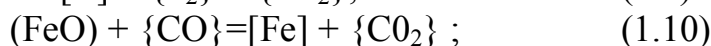
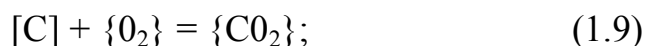
димовиділенням, високим засвоєнням кисню дуття.

При продувці металу киснем чи сумішшю O_2 і CO_2 , яка утворюється в струмені окислювача при розташуванні фурми над ванною, поблизу фурми у ванні формується зона взаємодії складної структури, що складається з внутрішньої первинної I і зовнішньої вторинної II. В ділянці первинної зони окислювальний газ спалює метал, який втягується у струмінь (краплі), з утворенням переважно оксидів заліза (FeO , Fe_2O_3). Потім ці оксиди заліза (окислений метал) потрапляють у зовнішню вторинну зону і викликають тут вторинні реакції окислювання домішок металу. У період зневуглицьовування у вторинній зоні відбуваються реакції:



У межах первинної реакційної зони при тотальному спалюванні металу в центрі зони окислюється не тільки залізо, але й видаляється, пропорційно вмісту в металі, частина вуглецю.

У зв'язку з можливим глибоким зневуглицьовуванням крапель металу і наявністю оксидів заліза можливий перебіг реакцій окислювання деякої частки вуглецю в CO_2 :



Підтвердженням є дані рисунку 1.4, де представлені залежності рівноважних складів газу для реакцій (1.10) і (1.11) від температури.

У газоподібних продуктах цих реакцій при температурі $1600^\circ C$ утворюється 20% CO_2 для реакції (1.10) і 65% - для реакції (1.11).

Розвиток реакції (1.9) можливий і на периферії первинної зони в ділянці порівняно малих швидкостей газу ($<5-10$ м/с) і великих розмірів крапель, де можливий стан "кисневого голоду".

Відзначимо, що значна частина CO_2 , що переходить із первинної реакційної зони в навколишні її обсяги, перетворюється в CO за результативною реакцією:

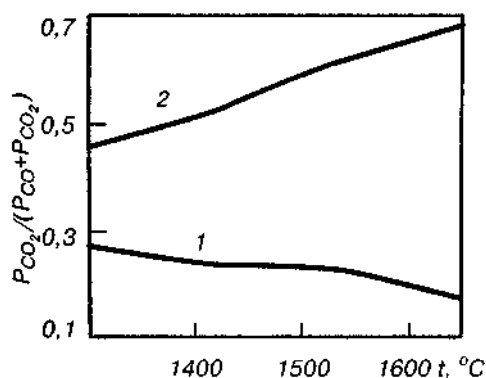


Рисунок 1.4 - Рівноважні відношення $P_{CO_2} / (P_{CO} + P_{CO_2})$ в системі Fe-C-O при тиску 100 кПа для реакції 1.10 (1) та 1.11 (2)

CO - α .

Для відокремленого струменя:

$$\alpha = CO_2 / (CO + CO_2) = [a(V_k/V_c)] + b, \quad (1.13)$$

де CO, CO_2 - вміст складових у конвертерних газах, %;

V_k - обсяг зони, вільного струменя зі швидкістю, нижчою за критичну, m^3 ; V_c - повний обсяг вільного струменя, m^3 ;

a , b - константи.

З розглянутих позицій вплив конструкції наконечника продувної фурми на теплову роботу визначиться співвідношенням V_k/V_c . Дана схема становить інтерес, але є дуже спрощеною, тому що недостатньо враховує можливість розвитку реакції (1.12). Відзначимо, що показники α і V_k/V_c в основному визначаються жорсткістю дуття.

Збільшення числа сопел і кута нахилу їх до вертикалі при тих самих витратах дуття і положення фурми викликають збільшення загальної бічної поверхні струменів, отже, V_k і "м'якості" дуття. Це супроводжується, звичайно, деяким збільшенням прибуткової частини теплового балансу плавки при зростанні витрат кисню на 1 т сталі (для допалювання CO). Цим же супроводжується продувка ванн через сопла Лаваля в нерозрахункових режимах. Стрибки ущільнення струменя при нерозрахунковому режимі витікання мають велику амплітуду, приводять до зменшення кінетичної енергії струменя, його жорсткості, що позначається на умовах окислювання CO. Умови, які визначають тривалість служби фурм, при продувці в нерозрахунковому режимі, як відомо, несприятливі.

В останні роки для верхньої продувки в конвертерах знаходять застосування новітні конструкції фурм: тангенціальні, що переміщуються за певною програмою, акустичні і, навпаки, захищені від зворотного акустичного впливу, що звичайно супроводжує надзвукові струмені, а також з пульсуючим дуттям. Розглянемо їх вплив на тепловий баланс плавки.

Фурми, умовно названі тангенціальними, обладнані соплами Лаваля, нахиленими не тільки до осі фурм, але й до вертикальної площини. У проекції на горизонтальну площину сопла розташовані по дотичній до кола, що з'єднує їх центри. Це застосування стало можливим після організації в країні масового виробництва мідних литих наконечників, що розширило можливості конструкторів і експериментаторів. В нашій країні і за кордоном розроблені і випробувані рухомі фурми, що забезпечують переміщення в процесі продувки кисневого струменя зворотно-поступальне і по заданій траєкторії над поверхнею сталеплавильної ванни з одночасним обертанням фурми навколо осі чи без нього.

У роботах ЦНДІЧМ ім. І.П. Бардіна досліджені акустичні фурми й установки камінного типу, що накладають на робочий простір конвертера сильні звукові коливання. Це скорочує димовиділення, прискорює утворення основного шлаку і знеуглецювання ванни.

Фурми конструкції ЖДМІ із соплами пелюсткової конфігурації утворюють додатковий аеродинамічний потік, що прикриває чутливу зону струменів від акустичних збурювань, які виникають при витіканні газу в

замкнутий простір. Як наслідок, зростають швидкості знеуглецьовування ванни і шлакоутворення.

Застосування пульсуючого дуття, підвищує коефіцієнт використання кисню, що вдувається, знижує втрати заліза при плавці, забезпечує спокійний перебіг продувки, швидке знеуглецьовування, більш повне окислювання ванадію при переділі ванадієвмісних чавунів.

Внаслідок додаткових механічних впливів на ванну, що супроводжують застосування перерахованих новітніх конструкцій дуттєвих пристроїв, мала місце інтенсифікація масо-і теплообмінних процесів у кисневих струменях, реакційних зонах і шлакометалевій емульсії. Ступінь інтенсифікації залежав від потужності додаткових збурювань, викликаних фурмою в кожному конкретному випадку. Випробування і використання деяких із розглянутих вище фурм, очевидно, приводили до збільшення V_K , зменшення жорсткості дуття і повинні були сприяти допалюванню СО і поліпшенню теплового балансу плавки. Досить надійно такий ефект установлений для фурм, що переміщуються.

Для інших видів фурм досить чітко такий ефект не виявлений через обмежений обсяг даних спостережень. Є підстави думати, що проблема зниження витрат чавуну в конвертерному виробництві спонукає металургів приділити пильну увагу змінам у тепловій роботі агрегатів при названих варіантах фурм і дуттєвих режимів, а тривала промислова перевірка підтвердить висловлені тут міркування.

Відзначимо, що розглянуті конструкції звичайних і спеціальних фурм не дозволяють досягати значних результатів у допалюванні СО і зміні теплового балансу ванни за технологічними причинами, оскільки значне зменшення жорсткості дуття обумовлює переокислювання шлаку, викиди, зниження стійкості футеровки і виходу придатного. Для забезпечення значних змін у тепловому балансі необхідні принципово нові технології, конструкції конвертерів і фурм.

1.5 Витрати чавуну при використанні різних охолоджувачів

Конвертерну ванну, як правило, охолоджують металевим брухтом, залізною рудою, вапняком, вапном, окалиною чи агломератом або металізованими матеріалами (окотишами, залізною губкою). Для світової практики 50-60-х років і сучасного конвертерного виробництва, наприклад, Японії, в якій покупна ціна металобрухту вища, ніж чавуну, було характерне використання значної кількості залізної руди, що поступово знижувалося і в більшості цехів було зведено до нуля. Зробити це примусили наступні обставини.

Охолоджуючий ефект залізної руди $q_{руди}$ (необхідна кількість тепла для засвоєння конвертерною ванною 1 кг матеріалу при температурах випуску сталі) у 4,0-4,5 рази вище, ніж металобрухту, якщо в руді міститься $\leq 60\% Fe$. Отже, на звичайну плавку з використанням 25% брухту і 75% чавуну при введенні руди необхідно було б (для збереження постійної садки) чавуну $100 - (25 \cdot 0,6 / 4,25) = 96,5\%$ чи в $96,5 / 75 = 1,3$ більше. Звідси перевитрати дефіцитного

чавуну дуже відчутні, але недоліки руди як охолоджувача конвертерного процесу цим не вичерпуються, оскільки вона є не тільки охолоджувачем, але й окислювачем, а її використання супроводжується викидами і зниженням виходу придатної сталі, особливо при введенні великих порцій. Фактичний ефект охолодження рудою значно змінюється і відрізняється від середнього через винос із конвертера її дрібних фракцій, викидів, тобто непостійність засвоєння охолоджувача. Кремнезем і зростання витрат чавуну підвищують кількість шлаку, втрати з ним заліза, знос вогнетривкої футеровки. Перевагами застосування руди є можливість її присадок по тракту сипучих матеріалів у будь-який момент продувки, без подовження циклу плавки, прискорення процесу утворення основного шлаку.

Використання замість металобрухту інших сипучих матеріалів, крім металізованих окотишів зі ступенем металізації більше 90%, також приводить до перевитрат чавуну. Охолоджуючий ефект вапняку відповідає приблизно 6000, вапна - 3000, окалини - 5500, агломерату малоофлюсованого і високоосновного - 4500-5000 і 3500-4500, у той час як для металевого брухту він в середньому складає 1400 кДж/кг. Тому витрати сипучих охолоджувачів, у порівнянні з металобрухтом, невеликі, а вапняк і вапно зовсім не вносять заліза, і сталь одержується, в основному, із чавуну.

Використання окалини і низькоосновного агломерату (основністю $<1,5$) має ті ж технологічні й організаційні особливості, що відзначені при аналізі застосування руди в конвертерах.

Зручно регулювати, хоча і з деяким запізненням, температуру ванни присадками в процесі плавки вапна, вапняку, високоосновного агломерату. Однак головним недоліком таких плавок залишаються високі витрати чавуну.

Виходячи з цього, практику охолодження плавки металевим брухтом з регулюванням температури випуску сталі невеликими присадками сипучих охолоджувачів слід вважати найбільш доцільною. Особливими властивостями серед сипучих охолоджувачів відзначається металізована сировина, яка при будь-якому ступені металізації є, як і чавун, "первинною шихтою", що не містить небажаних домішок, у тому числі кольорових металів, сталь з низькою концентрацією сірки ($<0,010\%$), виплавлена із чавуну і металізованих матеріалів, має унікальні службові властивості і може використовуватися за відповідальним призначенням. Одночасно присадки металізованої сировини у процесі продувки дозволяють поліпшити шлакоутворення, умови служби вогнетривів, домогтися глибоких ступенів дефосфорації і десульфурзації металу, підвищити вихід придатної сталі. Переваги металізованих матеріалів, у порівнянні з рудою, виявляються при ступені їх металізації більше 50%, тому вони рекомендуються для виплавки в конвертерах сталей особливо високої якості. Витрати чавуну знижуються зі зростанням ступеня металізації матеріалів, але вони, як правило, вище, ніж на плавках з металобрухтом при ступені металізації сировини по розрахункових даних $<90\%$.

1.6 Вплив температури і складу чавуну на теплову роботу

При підготовці шихти для плавок сталеплавильники, насамперед,

враховують температуру і склад чавуну. Простежимо за змінами в тепловому режимі процесу, пов'язаними з підвищенням температури чавуну.

Практичними даними останніх років визначені шляхи досягнення перегріву чавуну, що надходить із доменного цеху, на 220°C, а також показані можливості збільшення цього рівня до 280°C.

Тепловий режим конвертера зручно оцінювати за допомогою поняття "надлишкової теплоти процесу", що являє собою різницю між загальним надходженням теплоти і мінімальною її кількістю, необхідною для нагрівання системи до заданої температурні відшкодування теплових втрат конвертера, коли продувка ведеться без примусового охолодження. З достатньою точністю вона може бути визначена за виразом, кДж/100 кг чавуну:

$$Q_{\text{надл}} = 10^3 [(35 - 0,419\eta)Si + 6,7Mn + 15,9C + 8,38 + 0,0817t_{\text{чав}}] - [(1,84 - 2,68\eta)Si + 0,71Mn + 3,29C + 85,476] t_{\text{ст}}, \quad (1.14)$$

де *символи елементів* - окислена кількість, % маси чавуну;

η - необхідна основність шлаку CaO/SiO_2 ;

$t_{\text{чав}}$ - температура чавуну, що заливається, °C;

$t_{\text{ст}}$ - температура сталі на випуску, °C.

Беручи до уваги, що витрати металобрухту (масовий вміст у шихті, %):

$$G_{\text{б}} = Q_{\text{надл}} / (q_{\text{б}} + 0,01Q_{\text{надл}}), \quad (1.15)$$

додаткові витрати металобрухту при зростанні температури чавуну на ΔT , з урахуванням зниження при цьому витрат чавуну, складе, % від маси металеві шихти:

$$\Delta G_{\text{б}} = \frac{Q_{\text{надл}} + 10^2 C_{\text{чав}} \Delta T}{q_{\text{б}} + 0,01(Q_{\text{надл}} + 10^2 C_{\text{чав}} \Delta T)} - \frac{Q_{\text{надл}}}{q_{\text{б}} + 0,01Q_{\text{надл}}}, \quad (1.16)$$

або, кг/т сталі:

$$\Delta G_{\text{б}} = 11.1 [\frac{Q_{\text{надл}} + 10^2 C_{\text{чав}} \Delta T}{q_{\text{б}} + 0,01(Q_{\text{надл}} + 10^2 C_{\text{чав}} \Delta T)} - \frac{Q_{\text{надл}}}{q_{\text{б}} + 0,01Q_{\text{надл}}}], \quad (1.17)$$

де $q_{\text{б}}$ - охолоджувальний ефект металобрухту, кДж/т;

$C_{\text{чав}}$ - теплоємність рідкого чавуну, кДж/(кг·K);

$Q_{\text{надл}}$ - надлишкова теплота процесу без перегріву чавуну, кДж.

За даними роботи промислових конвертерів, перегрів чавуну на 220°C дозволяє збільшити витрати металобрухту на 20%. При цьому продуктивність конвертерів зростає на 10,5% без збільшення хвилинних витрат кисню завдяки зниженню кількості домішок у металошихті.

1.7 Теплова робота конвертерів у залежності від температурного режиму продувки і якості металобрухту

За межами реакційної зони, особливо первинної, в процесі продувки не виявляють помітних градієнтів температур, решта обсягу металеві ванни не має суттєвих локальних перегрівів чи переохолоджень, крім моментів, що безпосередньо відбуваються після попадання у рідку ванну твердих присадок охолоджувачів і шлакоутворюючих. Температура ванни звичайно вимірюється термопарами, що занурюються у ванну вручну або за допомогою механічних пристроїв.

Фактична швидкість плавлення брухту протягом основної частини плавки

(у період інтенсивного плавлення) описується рівнянням:

$$- dx/d\tau = \alpha(T_{\text{г}} - T_{\text{лікв}})/[q_{\text{схов}} + C_{\text{б}}(T_{\text{лікв}} - T_{\text{поч}})]\gamma_{\text{б}}, \quad (1.18)$$

де x - маса брухту, що розплавився за час τ ;

α - коефіцієнт теплообміну в рідкій ванні, Вт/(м²·К);

$T_{\text{лікв}}$ - температура ліквідуса, К;

$q_{\text{схов}}$ - прихована теплота плавлення, Дж/кг;

$C_{\text{б}}$ - теплоємність брухту, Дж/(Дкг·К);

$T_{\text{поч}}$ - початкова температура брухту, К;

$\gamma_{\text{б}}$ - щільність брухту, кг/м³.

$T_{\text{г}}$ визначається кількістю і якістю брухту, тобто підвищення його витрат приводить до значного зниження $T_{\text{г}}$ протягом плавки. Ця обставина визначила досить високий сучасний світовий рівень стійкості футеровки конвертерів.

Якість металобрухту, послідовність і час його завалки визначають швидкість вигорання домішок, перебіг продувки (спокійний чи з викидами) і її тривалість завдяки впливу на температурний режим процесу (рисунк 1.6). Легковаговий брухт із товщиною кусків до 10 мм, насипною масою 0,5-1,0 т/м³ і питомою поверхнею ~ 50-60 м²/т швидко прогрівається і розчиняється у ванні конвертера. Частина його розчиняється вже при заливанні чавуну, чого не відбувається при завантаженні великовагового брухту із розміром куска до 350-400 мм, насипною масою понад 3,5 т/м³ і питомою поверхнею не більше 3 м²/т (рисунк 1.6, криві 1 і 3). У подальшому розвитку процесу крива $T_{\text{г}}$ при використанні великовагового брухту розташовується вище інших кривих. На плавках з використанням пакетованого брухту (крива 2) після закінчення ~ 1/3 тривалості продувки спостерігаються аномалії у зміні $T_{\text{г}}$, обумовлені руйнуванням пакетів і ростом активної поверхні контакту кусків брухту з рідким розплавом. Це приводить до деякого збільшення швидкості розчинення брухту й уповільнення підвищення температури розплаву.

Швидкість розплавлення брухту з точки зору гідродинаміки прямо пропорційна площі активної поверхні взаємодії його з розплавом F , що може бути визначено за наступними формулами:

- для брухту прямокутного перерізу і близького до нього

$$F = 0,256(1/\delta + l/b) + 2\delta b, \quad (1.19)$$

для брухту круглого перерізу і близького до нього

$$F = (0,5l/d) + (\pi d^2/2), \quad (1.20)$$

де δ - товщина брухту,

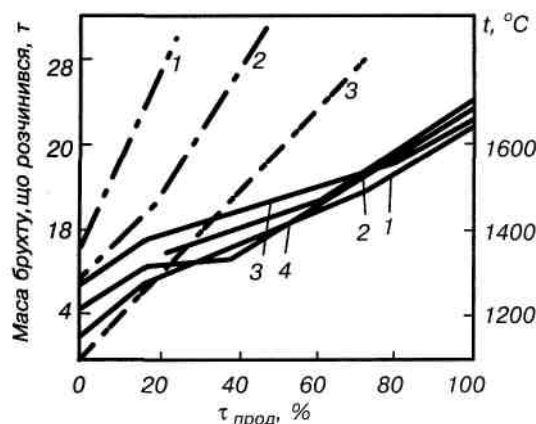
b - ширина брухту, м;

d - діаметр куска брухту круглого перерізу, м;

0,256 та 0,51 - статистичні коефіцієнти, м³.

Швидке розплавлення легковагу приводить до збільшення охолоджуючого ефекту металозавалки у початковий період продувки. Необхідно враховувати, що у легковагу багато іржі і забруднень, що обумовлює холодний перебіг продувки і, на перший погляд, здається енергетично вигідним: менший перепад температур між робочим простором конвертера і навколишнім середовищем, значить, менші тепловтрати в процесі продувки, більше вуглецю окислюється до CO₂. Але такий перебіг продувки

характеризується технологічними недоліками: переокислювання шлакової фази з подальшими викидами металу і шлаку, спінення і переливи шлакометалевої емульсії через горловину конвертера, подовження продувки через необхідність скачування шлаку.



1 — легковагий брухт; 2 - пакетований брухт; 3 — великоваговий брухт; 4 - розосереджена присадка легковагого брухту

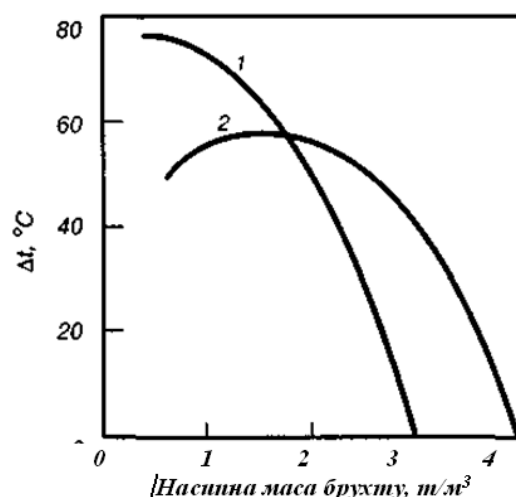
Рисунок 1.6 - Зміни температури металу (суцільні лінії) і кількості розчиненого брухту (пунктирні лінії) під час продувки у 135-тонному конвертері

Зазначений ефект посилюється розплавленням брухту, що проходить з високою швидкістю, в ділянці зони взаємодії кисневого струменя з металом, особливо при низькому питомому об'ємі конвертера (рисунок 1.7).

У зв'язку з цим металобрухт товщиною менше 10 мм необхідно пакетувати, використовуючи в конвертерах великовагові пакети перерізом $\sim 700 \times 1000$ мм, довжиною 1000 мм і густинністю $3,0-3,5 \text{ т/м}^3$ і великоваговий брухт товщиною від 10 до 300-400 мм і довжиною 500 мм. Це забезпечує найбільш сприятливий перебіг температури (рисунок 1.7), мінімальні витрати дуттєвого кисню і тривалість продувки. За неминучості на окремих плавках використання легковагу, його можна вводити з відповідними запобіжними заходами другою порцією (крива 4) після закінчення 30-50% тривалості продувки.

Зміна середньої температури ванни впливає на тепловтрати у конвертері й акумуляцію тепла футеровкою при продувці, що досягають 2-5% сумарного надходження тепла. Характерно, що при несприятливому перебігу кривої T_v , спіненні шлакометалевої емульсії і викидах частина теплоти буде відібрана від металу на нагрівання верхньої частини футеровки, здійснюване при нормальній роботі за рахунок тепла газів, що відходять, і прифурменого факела. В таких випадках неминуче і збільшення тепловтрат у конвертері, обумовлене збільшенням часу продувки і зупинок для скачування спіненого шлаку.

Аналізуючи дані про середню температуру ванни, слід враховувати, що при верхній кисневій продувці температура шлаку звичайно більша за температуру металу на $40-50^\circ\text{C}$ на початку, зі зростанням цієї різниці до 100°C в кінці продувки внаслідок відповідного розташування реакційної зони і залучення в неї шлаку в ході процесу.



1, 2 - початок і кінець кампанії по футеровці

Рисунок 1.7 - Зниження температури рідкої ванни на початку продувки, викликане плавленням брухту

Простежимо також вплив димовиділення на теплову роботу конвертерів при продувці. Залежність інтенсивності випаровування в реакційній зоні від факторів продувки описують виразом:

$$V_{\text{вип}} = \kappa V_r (P_{\text{вр}}/P), \quad (1.21)$$

де $V_{\text{вип}}$ - загальний потік пари за одиницю часу;

κ - поправочний коефіцієнт;

V_r - обсяг газів, що виділяються з реакційної зони;

$P_{\text{вр}}/P$ - пружність пари речовини, що випаровується, і загальний тиск, відповідно.

З підвищенням температури, наприклад, пружність пари заліза змінюється відповідно до рівняння:

$$\text{Log } P_{\text{Fe}} = - (18500/T) + 10,15, \quad (1.22)$$

де P_{Fe} - тиск, Па;

T - температура, К.

З рівнянь (1.21, 1.22) ще раз впливають основні напрямки рішення задачі зменшення втрат заліза з димом при продувці киснем: зниження температури первинної реакційної зони і підвищення тиску в порожнині конвертера, а також збільшення ступеня поглинання (фільтрації) диму рідкими фазами ванни.

Очевидно, вплив стримування димовиділення на тепловий баланс плавки полягає в наступному. Якщо в реакційній зоні випаровується залізо, то стримуючи димовиділення, можна збільшити частку брухту в металевій шихті за рахунок економії кількості теплоти, що відповідає теплоті випаровування збереженої частини заліза. За схемою, що передбачає окислювання в реакційній зоні заліза і переважне випаровування його оксидів, при стримуванні димовиділення слід очікувати деякого зниження частки металобрухту за рахунок зменшення надходження тепла від згоряння заліза з димом. Важко сказати, що є більш суттєвим. Літературні дані і виконані нами розрахунки підтверджують, наприклад, зниження витрат металобрухту при донній киснево-

паливній продувці в конвертерах на 2-3%, що ближче до результатів дії другої схеми. Не виключена можливість паралельного випаровування як заліза, так і його оксидів; у всякому разі, значна частка тепла окислювання заліза, що переходить у дим, передається металевій ванні, згідно з досить великим числом теплових балансів.

1.8 Вплив інших параметрів плавки

Оптимізація теплової роботи конвертерів висуває вимоги до якості вапна і швидкого формування шлаку з метою усунення втрат часу і теплоти на операції "роздування" шлаку малоінтенсивним струменем кисню, що знижує його в'язкість за рахунок підвищення окисленості, і додувки з метою зменшення концентрації S і P у сталі. Необхідно домогтися зниження витрат теплоти на асиміляцію вапна. Перше досягається застосуванням м'яко-випаленого швидко реагуючого вапна, що має розвинену дрібнокристалічну структуру, велику пористість і високу реакційну здатність. Перспективне застосування вапна з обмеженим розміром кусків (10-40 мм) і вапна, що отримане в печах з киплячим шаром і має високу реакційну здатність. Для виконання другої вимоги важливо мінімально скоротити вміст у вапні недопалу, прямо пропорційно якому зростають витрати теплоти процесу на його розчинення

$$q_{\text{вап}} = a + (bH/100), \quad (1.23)$$

де $q_{\text{вап}}$ - охолоджувальний ефект вапна, кДж/кг;

H - вміст у вапні недопалу, %;

a і b - постійні величини.

Підвищення якості вапна є одним з ефективних і ще недостатньо використаних резервів поліпшення шлакоутворення і теплової роботи. Необхідний постійний контроль його якості і негайне усунення причин, що знижують її.

Останнім часом відновилися пропозиції щодо нагрівання матеріалів, які вводяться у конвертер, зокрема вапна і дуттєвого кисню, матеріалів, використовуваних у помітних кількостях. За аналогією з рівняннями збільшення частки металобрухту G_{δ} при підвищенні температури вапна на $\Delta T_{\text{в}}$ з урахуванням зниження витрат чавуну, складе:

$$G_{\delta} = (Q_{\text{надл}} + \Delta T_{\text{в}} C_{\text{в}} m_{\text{в}}) / (q_{\delta} + 0,01 Q_{\text{надл}}), \quad (1.24)$$

де $C_{\text{в}}$ - теплоємність вапна в розглянутому інтервалі температур, кДж/(кг·К);

$m_{\text{в}}$ - витрати вапна на 100 кг металевої шихти;

q_{δ} - охолоджувальний ефект металобрухту, кДж/кг (можна прийняти рівним 1400 кДж/кг).

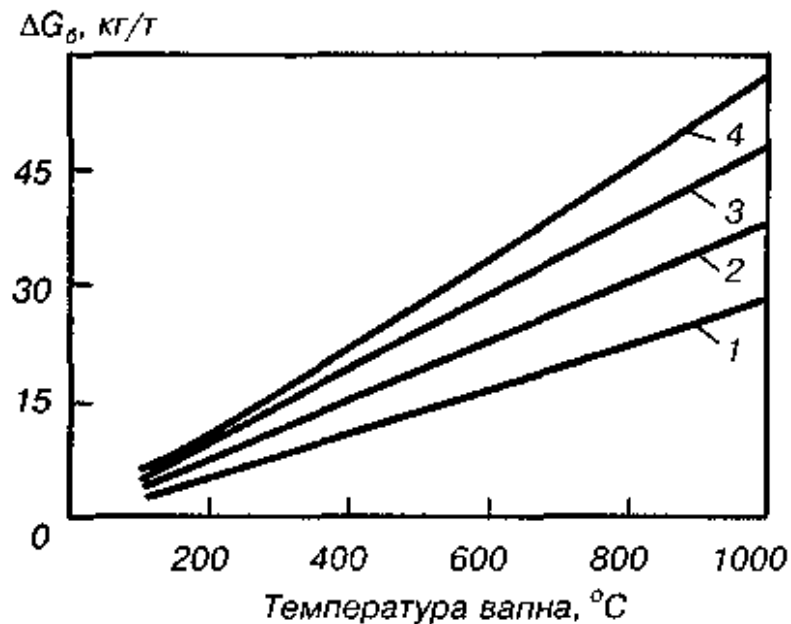
У даному випадку логічне припущення, що вся додаткова теплота засвоюється ванною.

Як впливає з результатів розрахунків за формулами, нагріте до 1000°C вапно в кількості 60-80 кг на тонну сталі вносить теплоту, достатню для підвищення витрат металобрухту на 28-38 кг/т при використанні передільного і 57 кг/т високофосфо-ристого чавуну з витратами вапна 120 кг/т (рисунок 1.8).

Підігрів вапна помітно позначається на прискоренні його розчинення і шлакоутворення, що слід враховувати при точній економічній оцінці розглянутого способу. Практично це здійснюється: при деякій модернізації вапняно-випалювальних печей для забезпечення видачі продукту при температурі випалювання, нагріванні вапна безпосередньо перед конвертерами газами, що відходять, чи в спеціальних печах, які працюють на малосірчистому паливі.

Реалізація способу на практиці пов'язана з великими труднощами. При подачі вапна в конвертер безпосередньо з випалювальних печей подовжується цикл плавки в результаті додаткових операцій - завантаження гарячого вапна з короба. Крім того, подача вапна не по тракту сипучих ускладнює роботу шихтового і конвертерного прольотів цеху. При подачі гарячого вапна по тракту воно остигає до надходження в порожнину агрегату. Найбільш доцільно підігрівати вапно газами, що відходять, над конвертером. Деякі заводи нагрівають вапно кінцевим конвертерним шлаком.

У цілому, підвищення витрат металобрухту за рахунок зростання температури вапна є складною задачею, рішенням якої слід займатися і конструкторам і технологам, внаслідок ефективності цього способу (рисунок 1.8).



1 - 60; 2 - 80; 3 - 100; 4 - 120

Рисунок 1.8 - Підвищення витрат металобрухту як результат нагрівання вапна при його витратах, кг/т:

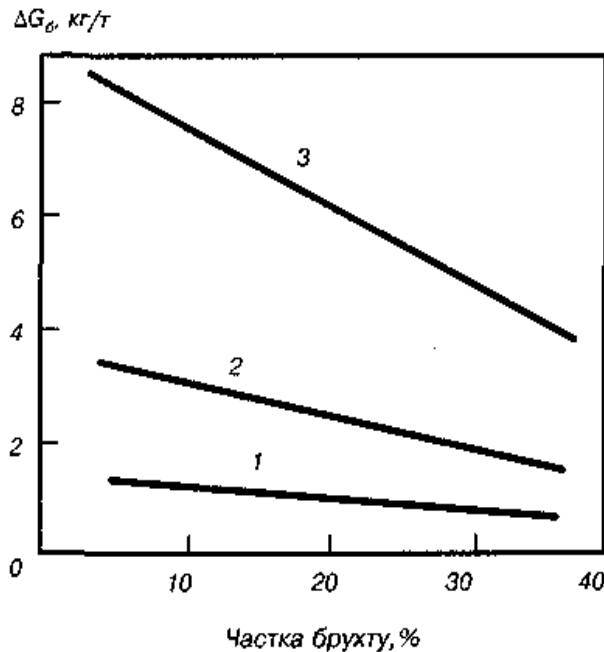


Рисунок 1.9 - Підвищення витрат металобрухту внаслідок нагрівання дуттєвого кисню до температури 260 (1), 650 (2) і 1650°C в залежності від витрат брухту у звичайній шихті (без нагрівання)

На рисунку 1.9 представлено розрахункове підвищення витрат металобрухту, що може бути досягнуто при трьох рівнях нагрівання кисню.

При звичайному вмісті скрапу (25%) у металошихті і нагріванні кисню до 260°C, що запобігає окислюванню киснепровідів, підвищення витрат металобрухту складе 8 кг/т сталі. Застосування спеціальних сплавів чи керамічних підігрівачів і трубопроводів може забезпечити нагрівання кисню до 650°C і збільшення кількості металобрухту до 22 кг/т. При досягненні нагрівання кисню до 1650°C підвищення витрат металобрухту могло б скласти 58 кг/т. Однак зазначений метод вимагає значних витрат і може бути доцільний тільки у виняткових випадках. Навіть найбільш реальне нагрівання кисню до 260-300°C важко здійсненне, і контролювати його складно. На підставі викладеного підвищення частки брухту в металошихті за рахунок нагрівання кисню слід вважати безперспективним. Важливіше забезпечити високу чистоту дуття (більше 99,5% O_2), щоб виключити попадання в метал непотрібного і шкідливого для якості сталі охолоджувача - азоту. Необхідно також виключити навіть невелику течу із дуттєвих пристроїв охолоджуючої води, оскільки при цьому втрачається ~ 16 МДж/кг води. Це означає, що при попаданні 1 кг води в конвертер при продувці виключається використання 11-12 кг металобрухту і відповідне зниження витрат чавуну.

Аналіз впливу технологічних параметрів на теплову роботу конвертерів дозволяє розглянути всі аспекти її зміни при зносі вогнетривкої футеровки. В процесі кампанії конвертера по футеровці зростають теплові втрати через кожух конвертера (тонший теплоізолюючий шар вогнетривів), через отвір горловини і в результаті вільної конвекції повітря в робочому просторі агрегатів внаслідок збільшення діаметра горловини в результаті розпалу.

Заходи по їх скороченню також зрозумілі - удосконалювання теплоізоляції футеровки і періодичні ремонти горловини (її підварювання). Визначають, як правило, три періоди роботи конвертера в перебігу кампанії, які мають свої технологічні особливості. У першому періоді при новій футеровці питомий обсяг і діаметр конвертера малі, продувку ведуть при товстому шарі шлаку, який, завдяки тому, більш окислений. Плавки часто схильні до викидів, доводиться скочувати шлак, плавка подовжується і в цілому період характеризується більш високими витратами чавуну. Розрахункові циркуляції і гідродинаміка ванни здійснюються в середині кампанії, після деякого зносу футеровки, і теплова робота агрегату в другому періоді відповідає запланованій. В процесі останнього, третього періоду кампанії конвертера значно зростають тепловтрати, а сама продувка йде "сухіше", при меншій товщині шлакового шару (діаметр порожнини збільшений), що гірше захищає від виносу крапель металу і фільтрує від пилу газу, які відходять. В результаті помітно знижується вихід придатного, знову зростають витрати чавуну. Слід подовжувати другий період роботи конвертера шляхом скорочення інших, саме в цьому періоді необхідно інтенсивно торкретувати футеровку і зменшувати її знос підвищеними присадками вапна - такою невеликою ціною може бути досягнуто істотне поліпшення теплової роботи конвертера.

1.9 Основні способи поліпшення теплового балансу киснево-конвертерного процесу в звичайних умовах

Представлений аналіз дозволяє ще раз зупинитися на значній ролі вуглецю, що міститься в конвертерній шихті, у поліпшенні теплової роботи агрегатів. Цю роль необхідно підсилювати, оскільки вуглець не викликає таких небажаних побічних ефектів, як збільшення вмісту кремнію і фосфору у чавуні. При цьому, головним чином, відбувається зниження витрат чавуну і подовження продувки у випадку неможливості її інтенсифікації. Роль вуглецю ще більш посилюється при організації в порожнині конвертера часткового (повне недоцільно) допалювання CO до CO₂ з ефективною передачею отриманого тепла металевій ванні.

Зниження температури чавуну зменшує розчиненість у ньому вуглецю, який виділяється у вигляді графітного пилу і втрачається для конвертерного виробництва. Доцільно у конвертерну ванну вводити додатково вуглецевмісні матеріали, використовувати дуттєві пристрої, призначені для допалювання CO в обсязі конвертера.

Використання в конвертерній плавці вуглецевмісних матеріалів і організація допалювання CO у порожнині конвертерів мають ряд технологічних особливостей, що є самостійними технологічними варіантами конвертерного виробництва сталі.

Другим напрямком використання теплових резервів звичайного киснево-конвертерного процесу є підвищення якості матеріалів, що використовуються при плавці, для зменшення витрат енергії на їх засвоєння ванною і виключення відхилень від оптимальної технології. У цьому випадку повинні бути виділені підвищення густинності і чистоти металобрухту, максимальне його

використання, переділ чавунів з 0,6-0,8% Si, використання м'яковипаленого високореакційного вапна, застосування кисню високої чистоти (99,5%), заміна дуттєвих пристроїв навіть при невеликій течії води.

Третій напрямок полягає в скороченні втрат теплоти конвертерів у навколишнє середовище, що вирішує також екологічну задачу.

Сумарні теплові втрати для конвертерів різної ємкості при сучасних методах, їх величина відчутно позначається на тепловому балансі процесу при використанні конвертерів малої ємності. Тепловтрати у великовантажних конвертерах (150-400 т) складають 2,6-3,1% загального надходження тепла на плавку. При скороченні цих тепловтрат у 2 рази вміст металобрухту в конвертерній шихті можна було б збільшити на 17-20 кг/т сталі. Однак немає підстав очікувати зниження тепловтрат у 2 рази в найближчі роки, особливо при роботі конвертерів ємністю 350 т, де тепловтрати незначні, а резерви невеликі. Реальна задача полягає в досягненні на всіх конвертерах величини тепловтрат, близького чи меншого значень. Необхідно підкреслити, що ці показники відносяться до роботи конвертерів з високим темпом випуску плавов, інтенсивністю продувки, без простоїв, додувок та ін. Опубліковані ж дані плавов поточного виробництва і балансових плавов, що відносяться до звичайної для ряду цехів роботи конвертерів, перевищують вказані значення у 2 (іноді 3) рази. У цьому, насамперед, слід шукати резерви енергозбереження найбільш економічним шляхом.

1.10 Досвід застосування в конвертерній плавці відходів виробництва чорних і кольорових металів

Останнім часом в рамках розвитку ресурсозберігаючих і маловідходних технологій розширюються пошуки відходів і шлаків феросплавного виробництва і кольорової металургії, що містять екзотермічні компоненти, з метою їх використання в конвертерній плавці для економії рідкого чавуну. Складність проблеми їх пошуку, вибору й ефективного застосування, з одного боку, полягає у відсутності системи обліку утворення ресурсів, складування (зберігання), підготовки до плавки, з іншого - часто у нестабільності складу відходів і шлаків, звідси - поганій відтворюваності результатів конвертерної плавки при їх добавках.

Проте ведуться розробки і нагромаджується досвід утилізації і використання в конвертерному виробництві таких матеріалів, як шлаки виплавки феросиліцію, відпрацьована футеровка ванн алюмінієвих електролізерів, шлаки електротермічного виробництва силуміну, плавки повторного алюмінію та ін.

У 350-тонних конвертерах ЧерМК і ЗСМК випробувано застосування шлаку виробництва феросиліцію. Введення 3 кг/т сталі крем'янистого шлаку, що містить 30-35% Si, до 15-20% SiC, рівноцінне підвищенню вмісту кремнію в чавуні на 0,10-0,15%, при цьому повинне забезпечуватися підвищення витрат металобрухту і зниження споживання рідкого чавуну на 15-16 кг/т сталі.

При стабільному вмісті кремнію у шлаку виробництва феросиліцію на

рівні 30-36% і наявності в ньому карбіду кремнію $\sim 10\%$ застосування цього шлаку в конвертерній плавці, з точки зору впливу на енергетику і технологію процесу, доцільне і економічно ефективно.

ДМетІ разом з комбінатом «Криворіжсталь» розробили і освоїли в 150-тонних конвертерах технологію плавки з використанням екзотермічного флюсу АК-45 шлакових відходів електротермічного виробництва силуміну. Шлак в алюмінієвому виробництві утворюється в кількості 14-16% від електротермічного силуміну, що виплавляється, містить корольки і заплески останнього розміром 0,1-50 мм. Раніше такі шлаки вивозились у шлакові відвали. В даний час для споживачів у чорній металургії подрібнені шлаки розміром до 80-100 мм поставляються з регламентованим заводськими технічними умовами хімічним складом. Середній хімічний склад шлаку АК-45%: 26,0 $Al_{мет}$; 17,0 $Si_{мет}$; 1,0 $Fe_{мет}$; 18,0 SiC; 2,9 Al_2O_3 ; 2,0 SiO_2 ; 30,0 Al_2O_3 ; 2,0(Na+K); 0,1 TiO_2 .

Структура такого шлакометалевого конгломерату представляє собою каркас карбіду, обрамований металоподібною і мінеральною фазами.

Внаслідок наявності металевих алюмінію і кремнію, їх карбідів шлаки представляють екзотермічний матеріал із флюсуючою добавкою у вигляді наявних і утворюваних алюмінатів, оксидів лужних металів, що забезпечують розрідження основних конвертерних шлаків. Тому їх використання в конвертерній плавці створює можливість поліпшення теплової роботи конвертера і режиму шлакоутворення, внаслідок чого забезпечується економія рідкого чавуну і дефіцитного плавикового шпату.

Дослідження показали, що введення шлаку АК-45 в конвертерну ванну найбільш доцільне на початку і в середині продувки. Такий режим введення флюсу АК-45 відпрацьований і виявився ефективним при промисловому випробуванні у 150-тонних конвертерах комбінату «Криворіжсталь». На початку продувки разом з другою порцією вапна вводили першу присадку АК-45 в кількості 150-300 кг, іншу частку (100-300 кг) досаджували на 10-13 хв. при загальній тривалості продувки 17-18 хв. Результати проведених плавок показали можливість зниження витрат плавикового шпату на 200 кг на плавку (1,3 кг/т сталі).

Згідно з розрахунками, при окисленні екзотермічних компонентів шлаку АК-45 виділяється ~ 18820 кДж/кг. Проте, з урахуванням витрат тепла на нагрівання продуктів окислення, баластних домішок, корисно може використовуватися -15780 кДж/кг, тобто при 100% засвоєння його маси конвертерною ванною можна переробити - 11,0 кг брухту на 1 кг відходів АК-45. В результаті дослідних плавок і промислового відпрацювання технології встановлено, що частина флюсу АК-45 витрачається на відновлення оксидів заліза із шлаку.

За даними промислових досліджень, у 150-тонних конвертерах присадки шлаку АК-45 в кількості 3,3 кг/т сталі забезпечують зниження витрат рідкого чавуну на 11 кг/т. При цьому вихід рідкої сталі за рахунок зниження окисленості кінцевого шлаку збільшений на 0,5%, тобто додатково отримано - 700 кг сталі. Ступінь засвоєння ванною екзотермічного шлаку АК-45,

визначений при зіставленні дійсної його теплової дії на результати плавки і розрахункової склала $\sim 80\%$.

На плавках з присадками екзотермічного флюсу АК-45 визначається поліпшення показників шлакоутворення при одночасному зниженні витрат плавикового шпату.

Таким чином, застосування в конвертерній плавці відходів феросплавного виробництва і кольорової металургії може служити резервом поліпшення теплової роботи конвертерів, економії рідкого чавуну без погіршення інших показників процесу. Одночасно вирішується задача утилізації й ефективного використання відходів суміжних галузей виробництва.

Контрольні питання

1. Чому при заміні повітря киснем зростає прихід тепла на нагрів конвертерної ванни?
2. У чому сутність киснево-конвертерного процесу?
3. Наведіть основні параметри кисневого конвертера та їх відносні величини.
4. Якими вогнетривами футерують різні частини конвертера?
5. Наведіть параметри подаваного до конвертера кисню.
6. Які елементи футерівки конвертера найбільше піддаються зносу та чому?
7. Як змінюються параметри реакційної зони при зміні відстані фурми над ванною?
8. Які реакції протікають у первинній та вторинній реакційних зонах?
9. Як регулюють окисленість шлаку по ходу продувки?
10. Опишіть поведінку кремнію та марганцю по ходу продувки?
11. Як змінюється швидкість окислення вуглецю по ходу продувки?
12. При яких умовах відбувається дефосфорація та десульфуріяція киснево-конвертерної ванни?
13. Назвіть основні шляхи прискорення формування шлаку у кисневому конвертері.
14. Назвіть основні джерела тепла у кисневому конвертері. Як компенсують надмір тепла в цьому процесі?
15. Наведіть причини викидів з конвертера та міри боротьби з ними.
16. У Чому суть очистки конвертерних газів від пилу без їх опалювання?

2. Виробництво якісних, легованих і спеціальних сталей

2.1 Попередня обробка чавуну

2.1.1 Мета обробки

Раніше, 15-20 років тому, обробка зводилась до десульфурії чавуну для зниження вмісту сірки в ньому до певного рівня при розладі ходу доменної печі.

В останні два десятиріччя організація і масштаби позадоменної обробки чавуну принципово змінилися. Це визначилося, з одного боку, поліпшенням

технології доменної плавки, а з іншого - значним підвищенням вимог сучасних споживачів до якості сталі і перевагами «безшлакової» і «малошлакової» технологій конвертерної плавки. В останніх випадках завданням продувки в конвертерах залишається лише зневуглицьовування металевого розплаву і підвищення його температури до заданої.

Рівень техніки заглиблення в метал різних порошкоподібних реагентів, досягнутий останнім часом, забезпечує успішне застосування попередньої десульфурації, дефосфорації і десиліконізації чавуну. Використання рафінованого чавуну дозволяє поліпшити технологію не тільки позапічної обробки сталі, але й конвертерної плавки і її технологію та техніко-економічні показники, з'являється реальна можливість зменшення кількості шлаку, витрат флюсів і вогнетривів, підвищення продуктивності агрегатів і якості металопродукції, вирішує екологічні задачі.

Крім того, створюється економія в доменному виробництві. Зокрема, застосування позадоменної десульфурації для зниження вмісту сірки в чавуні з 0,03-0,05 до 0,005-0,01% забезпечує:

- 1) зменшення витрат коксу на 25-50 кг/т чавуну;
- 2) збільшення виробництва чавуну на 5-10%;
- 3) зниження витрат вапна в конвертерах на 30-50 кг/т сталі;
- 4) різке підвищення якості металопродукції.

За зарубіжними даними, витрати на десульфурацію чавуну коливаються в межах 3-4 дол./т. Разом з тим, економія лише за рахунок зниження витрат коксу складає 5-6 дол./т чавуну.

В даний час метою попередньої обробки рідкого чавуну є десиліконізація, дефосфорація і десульфурація. Існують технології, що забезпечують одночасне видалення сірки, фосфору і кремнію. Найбільше поширення одержали технології, що включають десульфурацію чавуну.

2.1.2 Позадоменна десульфурація чавуну

У доменному процесі найбільшу кількість сірки у чавун вносить кокс. В руді і флюсах сірка міститься у вигляді піриту FeS_2 , іноді у вигляді сульфатів BaSO_4 , CaSO_4 , в агломератах - у вигляді сульфідів кальцію CaS .

При нагріві в доменній печі більшість сірчистих з'єднань розкладається і взаємодіє з іншими з'єднаннями з виділенням сірки або сірчистих газів. Близько половини кількості сірки коксу переходить в газ ще до попадання коксу на рівень фурм, решта сірки окислюється до SO_2 на фурмах.

Підіймаючись з газом вгору, SO_2 відновлюється до елементарної сірки, яка взаємодіє із залізом розплаву і оксидами шлаку, утворюючи з'єднання FeS , MnS , MgS , CaS .

Підвищення витрат коксу приводить до підвищення температури в шахті печі і на колошнику та зменшення поглинання сірки шихтою і, таким чином, до збільшення частки сірки, що виноситься газами. При виплавці передільного чавуну з газами видаляється 2-5% внесеної у піч сірки.

При проходженні в доменній печі крапель чавуну вниз через шар шлаку сірка видаляється за реакцією:



В результаті вміст сірки у чавуні $[S]_{\text{чав}}$, % від маси його залежить від загального надходження сірки у піч $S_{\text{шихти}}$, % від маси чавуну; кількості сірки, що видаляється з газами, $S_{\text{газ}}$, %; коефіцієнта розподілу сірки між шлаком і металом $L_s = (S) / [S]_{\text{чав}}$ відносної кількості шлаку n , кг шлаку/кг чавуну:

$$[S]_{\text{чав}} = \frac{S_{\text{газ}} - S_{\text{адс}}}{L_s n + 1}, \quad (2.2)$$

Для зниження вмісту сірки у чавуні прагнуть зменшити надходження сірки в доменну піч: знижують витрати коксу шляхом застосування багатої на залізо флюсованої шихти, застосування природного газу, високонагрітого дуття; зменшують вміст сірки у коксі; видаляють сірку із руд при окускуванні. Зниженню вмісту сірки сприяють також сталість якості шихтових матеріалів, що є основною умовою стабільності шлакового і теплового режимів плавки і рівного ходу печі, високі температури рідких фаз у горні і здатність шлаку поглинати сірку.

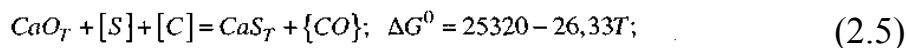
Як результат, концентрація сірки в передільному чавуні звичайно знаходиться в межах 0,03 - 0,05%. Одержання в доменній печі більш чистих по сірці чавунів складне і вимагає значних витрат. Це пов'язано з необхідністю мати доменні шлаки з підвищеною здатністю поглинати сірку і значної маси, відповідно збільшені витрати додаткових матеріалів і більш високі витрати чистого по сірці коксу.

В якості реагентів - десульфураторів при подальшій - позадоменній обробці чавуну використовують магній, кальцієвмісні матеріали, соду і марганець.

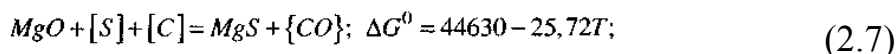
Залежність десульфураційної здатності матеріалів від температури представлена на рисунку 2.1. Чітко виявляється висока ефективність використання для десульфурації магнію. Розрахунки показують, що для зв'язування 1 кг сірки необхідно 0,75 кг магнію, 1,75 кг CaO, 3,31 кг Na₂CO₃ і 2 кг CaC₂ - при використанні магнію витрати реагенту найнижчі. До переваг магнію слід віднести також незначну кількість шлаку, що утворюється, і легке його спливання внаслідок невеликої питомої ваги. Крім того, в процесі десульфурації магнієм не утворюються продукти, шкідливі для навколишнього середовища. В результаті, незважаючи на порівняно високу вартість, магній широко використовується для десульфурації чавуну.

Головні реакції і їх термо-динамічні функції наступні:
 $\text{Mg}_r + [\text{S}] = \text{MgS}; \Delta G^0 = -104100 + 44.07T$ (2.3)

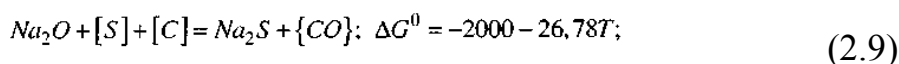
$$\lg K = \lg \frac{a_{\text{MgS}}}{P_{\text{Mg}} [\text{S}] \cdot \gamma_{[\text{S}]}} = (22750/T) - 9.63; \quad (2.4)$$



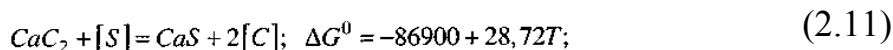
$$\lg K = \lg \frac{a_{\text{CaS}} \cdot P_{\text{CO}}}{a_{\text{CaO}} \cdot a_{[\text{C}]} [\text{S}] \cdot \gamma_{[\text{S}]}} = -(5540/T) + 5.755; \quad (2.6)$$



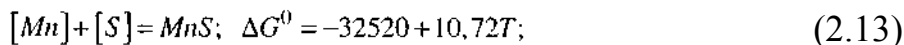
$$\lg K = \frac{a_{\text{MgS}} \cdot P_{\text{CO}}}{a_{\text{MgO}} \cdot a_{[\text{C}]} [\text{S}] \cdot \gamma_{[\text{S}]}} = -(9760/T) + 5.62; \quad (2.8)$$



$$\lg K = \lg \frac{a_{\text{Na}_2\text{S}} \cdot P_{\text{CO}}}{a_{\text{Na}_2\text{O}} \cdot a_{[\text{C}]} [\text{S}] \cdot \gamma_{[\text{S}]}} = (440/T) + 5.74; \quad (2.10)$$



$$\lg K = \frac{a_{\text{CaS}} \cdot a_{[\text{C}]}^2}{a_{\text{CaC}_2} \cdot [\text{S}] \cdot \gamma_{[\text{S}]}} = (19000/T) - 6.28; \quad (2.12)$$



$$\lg K = \lg \frac{a_{\text{MnS}}}{a_{[\text{Mn}]} \cdot [\text{S}] \cdot \gamma_{[\text{S}]}} = (7110/T) - 2.34. \quad (2.14)$$

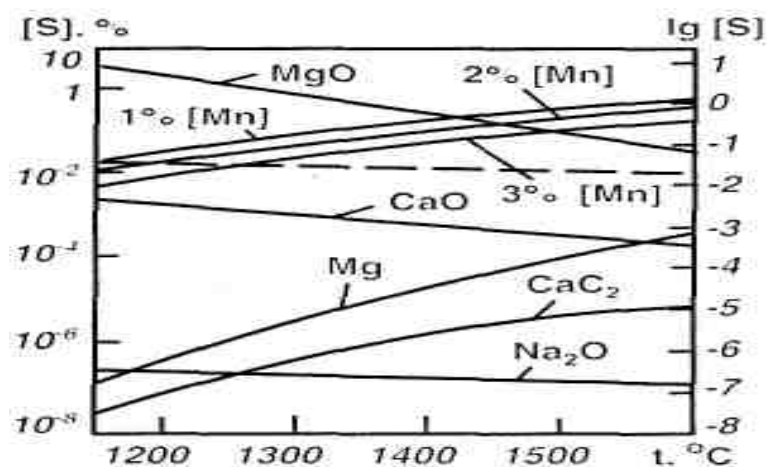


Рисунок 2.1 - Залежність десульфурраційної здатності різних десульфураторів від температури

Обробка чавуну магнієм. Магній - елемент II групи Періодичної системи елементів Д.І. Менделєєва, атомний номер 12, атомна маса 24,305. Чистий магній - блискучий сріблясто-білий метал, що тьмяніє на повітрі внаслідок утворення на поверхні оксидної плівки. Атомний радіус 0,160 нм, густина (при 20°C) 1,739 г/см³, температура плавлення 651 °C; температура кипіння 1107°C; питома теплоємність при 20°C 1,04·10³ Дж/(кг·K). Нагрівання до 300-350°C не приводить до значного окислення компактного магнію, оскільки поверхня його захищена оксидною плівкою, але при 600-650°C магній загоряється і яскраво горить з утворенням MgO і Mg₃N₂.

У промисловості найбільшу кількість магнію одержують електролізом безводного хлориду MgCl₂ або зневодненого карналіту KCl · MgCl₂ · 6H₂O. Використовують і інші способи одержання магнію: металотермічний і вуглецевотермічний. За першим брикети з прогартованого до повного розкладання доломіту і відновника (феросиліцію або силікоалюмінію) нагрівають до 1280-1300°C у вакуумі. Пари магнію конденсують при 400-500 °C. За вуглецевотермічним способом брикети із суміші вугілля з оксидом магнію MgO нагрівають в електропечах вище 2100 °C, пари магнію переганяють і конденсують.

Феросплавні заводи виробляють магній у вигляді крем'янистих сплавів. Розроблений і освоєний силікотермічний спосіб відновлення магнію з його оксиду кремнієм феросиліцію. Шихту складають із магнезиту, вапна, доломіту, феросиліцію ФС75 і плавикового шпату. В загальному вигляді процес може бути представлений схемою: $\text{MgO} + \text{CaO} + \text{Si} \rightarrow [\text{Ca} - \text{Mg} - \text{Si}] + (\text{CaO} - \text{MgO} - \text{SiO}_2)$. Вміст магнію в одержаному таким чином сплаві складає 6 - 22%.

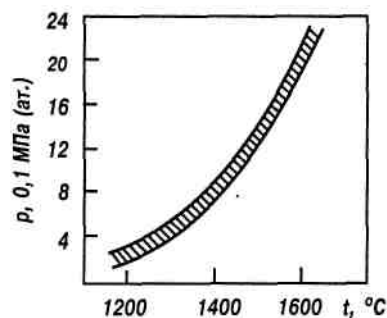


Рисунок 2.2 - Залежність тиску насиченої пари чистого магнію P_{Mg} від температури

Тиск пари чистого магнію залежить від температури (рисунок 2.2). Магній залишається в рідкому стані при 1200 °C і тиску 0,2 МПа, при 1300°C тиск 0,6 МПа, а при 1400°C - 0,8 МПа. При переході з рідкого стану в газоподібний об'єм магнію різко збільшується.

Видно, що при 1400°C об'єм парів 1г магнію ($V_{1г \text{ Mg}}$) складає - 5,5 л, отже, при вказаній температурі питомий об'єм магнію майже в 40000 разів перевищує питомий об'єм чавуну. Із сказаного видно, що використання чистого магнію (так само, як і кальцію) має свої особливості, пов'язані, по-перше, з тим, що магній (і кальцій) при нагріванні до температури розплавленого металу випаровується, їх об'єм зростає в тисячі разів, і, по-друге, енергія взаємодії

парів магнію (і кальцію) з домішками рідкого металу і з оточуючим повітрям настільки велика, що спостерігається піроефект у вигляді яскравого спалаху. Робота з магнієм вимагає особливої уваги до техніки безпеки.

Зміна енергії Гіббса реакцій окислення магнію складає, Дж/моль

$$2Mg_m + O_2 = 2MgO_m; \Delta G_{298-923K}^0 = -660373 + 107,22T; \quad (2.15)$$

$$2Mg_p + O_2 = 2MgO_m; \Delta G_{923-1368K}^0 = -668357 + 115,87T; \quad (2.16)$$

$$2Mg_s + O_2 = 2MgO_m; \Delta G_{1368-3078K}^0 = -726902 + 202,02T. \quad (2.17)$$

Із наведених даних видно, що в процесі окислення магнію (у всьому діапазоні температур) виділяється досить значна кількість тепла, при цьому утворюється міцний оксид MgO (температура плавлення 2800°C). При температурах > 600°C легко утворюється також сульфід магнію MgS (температура плавлення 2000 °C). Хімічна спорідненість магнію з сіркою швидко знижується з підвищенням температури і при 1600°C наближається до хімічної спорідненості марганцю з сіркою, тому магній використовують саме для десульфурації чавуну, а не сталі. Витрати магнію залежать від вмісту сірки у чавуні. Враховуючи особливості роботи з магнієм, використовують такі прийоми, як покриття кусків магнію спеціальними ізоляційними обмазками, що включають глину, рідке скло, оксиди і т.п., вміщення цих кусків у ковпак-випарник із щілинами для виходу парів магнію і введення випарника в метал. Чим більша глибина занурення, тим вищий тиск виділення парів магнію і спокійніше йде процес обробки. Розроблений спосіб пасивування магнію, що полягає в заливанні рідким магнієм міжкускових пусток нейтрального наповнювача; при цьому досягається збільшення теплового опору одержуваного блоку і сповільнюється процес його випаровування у чавуні до прийнятних величин. Таким чином можна ліквідовувати піроефект, ефект скипання чавуну в ковші, викиди і т.п. На заводах України створені механізовані установки десульфурації чавуну (УДЧ), які включають відділення зарядження випарників магнієм, відділення обробки чавуну (де у ківш з чавуном зверху на штанзі вводиться ковпак-випарник з магнієм), склад магнію і т.п. Накопичений досвід показав, що при витратах магнію 0,34 кг/т вміст сірки у чавуні знижується з 0,054 до 0,027%. Ступінь використання магнію складає 60-65%. Відділення десульфурації чавуну магнієм є на багатьох заводах СНД.

Підвищення ефективності використання дорогого магнію для обробки чавуну при виконанні вимог техніки безпеки на сучасному етапі досягається наступними технологічними прийомами:

1. Введенням у метал магнококсу-реагенту у вигляді кусків коксу, насичених магнієм.
2. Подачею вглиб металу суміші магнію з матеріалами, що містять кальцій.
3. Вдуванням порошку із гранул магнію, вкритих солями - хлоридами натрію, кальцію, магнію, калію.
4. Введенням у чавун гранульованого магнію в струмені природного газу.

5.Обробкою чавуну введенням у нього дроту, що містить у порошкоподібному вигляді магній та інші компоненти.

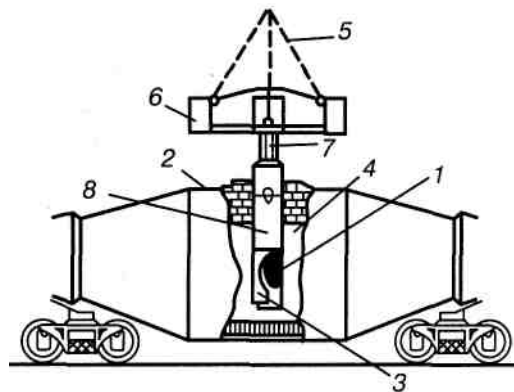


Рисунок 2.3 - Схема установки для десульфурзації чавуну магнієвим коксом

Зупинимось на кожному з варіантів технології докладніше.

1. Пористість коксу дуже висока (-90% і більше). Після заповнення цих пусток магнієм десульфуратор являє собою кусок магнію з міцним вуглецевим скелетом, що зцементувався. Цей скелет повільно розчиняється, роз'єднує об'єми магнію, що виключає вирування чавуну і викиди при десульфурзації. Ділянки розвиненої поверхні пористого скелета служать центрами зародження нової фази MgS - десульфурация перебігає спокійно і разом з тим до низького вмісту сірки. Магнококс 1 (рисунок 2.3) вводять у ківш міксерного типу 2 в графітному ковпаку 3 на глибину - $2/3$ висоти ковша. Для подолання сил виштовхування з чавуну 4 механізм опускання 5 забезпечений сталевим баластом 6, закріпленим на сталевому валу 7, що переходить вниз у графітний стержень 8.

Варіант не отримав широкого розповсюдження в основному через недостатність переваг при громіздкості і певній складності устаткування.

2. Вдування у чавун суміші магнію з матеріалами, що містять кальцій - найдешевший і найпоширеніший спосіб десульфурзації чавуну. Частка магнію в таких сумішах менша (до 50%), ніж вапна або інших реагентів.

3. Останнім часом у світовій практиці простежується тенденція переходу від попереднього варіанту до вдування порошків із гранул магнію, вкритих, з метою безпеки при зберіганні, транспортуванні і подачі в чавун, солями, а саме хлоридами натрію, кальцію, магнію, калію. Вміст магнію у гранулах складає $90 \pm 2\%$, їх розмір - $0,3 \div 3$ мм. Такий порошок негігроскопічний, безпечний в пожежному відношенні, відповідає вимогам транспортуючої пневмосистеми і одночасно зберігає високу реакційну здатність в рідкому чавуні. Варіант технології названий SCMG (Salt coated magnesium). Витрати на обробку чавуну за технологією SCMG приблизно такі ж, як і за попередньою, при співвідношенні в суміші вапна і магнію, що дорівнює 3,5 : 1.

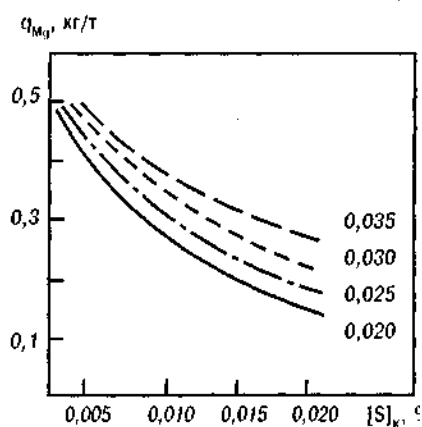
На рисунку 2.4 наведений використовуваний для технології SCMG графік

для визначення витрат магнію, що вводиться у чавун з метою отримання втньому гарантованого вмісту сірки після обробки. Розрахунки показують, що ступінь використання магнію на десульфурацію в цьому випадку змінюється в межах 75-85% і стає тим нижче, чим нижчою повинна бути концентрація сірки перед подачею у сталеплавильний агрегат.

Порошки по другому і третьому варіантах вдувають стислими азотом або повітрям через вертикальну фурму, заглиблену в чавун на $-2/3$ висоти ковша.

4. Застосування повітря або азоту для інжектування у чавун магнію, особливо через фурму з випарною камерою, має істотний недолік: кисень і азот не є нейтральними по відношенню до магнію. При інжектуванні магнію стислим повітрям із співвідношенням газ : тверде $0,1 \text{ м}^3/\text{кг}$ є термодинамічні умови для зв'язування у випарній камері в оксиди 4% магнію, і в нітриди - 24% магнію, що вводиться.

Пошук дешевих і доступних газів-носіїв, нейтральних до магнію, привернув увагу до природного газу (метану), який широко застосовується на металургійних заводах. Природний газ складається в основному з метану CH_4 . При температурі $>1000^\circ\text{C}$ метан розкладається $\text{CH}_4 \rightarrow 2\text{H}_2 + \text{C}_{\text{гр}}$, ця реакція проходить з поглинанням тепла.



цифри біля кривих - масовий вміст сірки до обробки, %;

[S]_к - вміст сірки після обробки

Рисунок 2.4 - Витрати магнію q_{Mg} для отримання гарантовано низького вмісту сірки у чавуні

Заміна повітря метаном приводить до деякого зниження температури у випарній камері. Згоряння водню, що відходить із зони реакції над металом у ковші, також грає позитивну роль, оскільки перешкоджає охолодженню сплесків металу; тепло, затрачуване на дисоціацію метану в чавуні, компенсується зниженням втрат тепла з поверхні розплаву.

При зниженні вмісту сірки у чавуні до $S_{\text{кон}} \leq 0,01 \%$ при $S_{\text{поч}} = 0,025 + 0,045 \%$ витрати реагенту на одиницю видаленої сірки при використанні природного газу нижчі на 25 %.

Відсутність кисню і азоту в газові - носіїв виключає перебіг екзотермічних реакцій у випарній камері фурми, а дисоціація метану в ній додатково забирає тепло. Заміна повітря природним газом приводить до зниження температури у випарній камері фурми приблизно на 200°C . Це викли-

кає охолодження металу під випарною камерою, що сприяє розчиненню магнію в металі, оскільки розчинність магнію в чавуні підвищується зі зниженням температури рідкого чавуну.

Надійність роботи фурми підвищується при роботі на природному газі, а необхідна кількість транспортуючого газу знижується. Це можна пояснити тим, що утворений у випарній камері при дисоціації метану сажистий вуглець екранує канал фурми, зменшує нагрівання транспортованих часток магнію і дозволяє знижувати швидкість витікання реагенту на зрізі каналу фурми. Заміна повітря природним газом дозволяє зменшити на 20% витрати газу-носія або при тих же витратах його збільшити хвилинні витрати магнію. Відповідно зменшується відношення газ : тверде. Процес обробки чавуну магнієм у струмені природного газу проходить спокійно, кількість виплесків із ковша не перевищує 0,05% від маси металу.

Однією з особливостей процесу обробки чавуну магнієм у струмені природного газу є утворення відновної атмосфери над металом і шлаком у ковші, що впливає на хімічний склад шлаку. При обробці чавуну магнієм, що інжектуються в струмені стислого повітря, кількість оксидів заліза у шлаку збільшується (сумарна кількість кисню, зв'язаного із залізом, в 1,3-3,0 рази), а при обробці чавуну магнієм, що інжектуються в струмені природного газу, вона практично не змінюється. Проте вміст водню в чавуні зростає з $3,6 \cdot 10^{-4}$ (при роботі із стислим повітрям) до $6 \cdot 10^{-4}$ % (при роботі з природним газом).

Подальша практика підтвердила основні переваги природного газу при десульфурзації чавуну і порошками вапна і вапна з магнієм. Використання метану як газу-носія стримується його дефіцитністю і високою ціною.

5. За останні роки певного поширення набув спосіб обробки чавуну введенням в нього дроту, який містить у порошкоподібному вигляді магній та інші компоненти (наприклад, РЗМ). Дріт складається із сталеві оболонки, яка щільно охоплює суміш матеріалів, що вводяться. Даний метод частіше використовують у ливарних цехах, проте він може бути використаний і для десульфурзації. При обробці дротом, що містить магній, концентрація сірки в чавуні зменшується з 0,015 до 0,007% при залишковому вмісті магнію 0,03% і з 0,018 до 0,012% при залишковому вмісті магнію 0,018%. Для обробки чавуну в ковші дріт може подаватися або у ківші, або безпосередньо в струмінь, що стікає з носка. Для обробки чавуну в Західній Європі використовують дріт діаметром 5,0 мм, масою 1 м довжини 77-78 г, вміст магнію - 8-9 г/м. В країнах СНД освоїли випуск подібного дроту діаметром 12-16 мм. В деяких сортах дроту міститься також мішметал (1,8 або 2,3 г/м). Даний спосіб має ряд переваг: простий у виконанні, не забруднює навколишнє середовище, дає добрі результати при незначних витратах матеріалів.

У даний час магній у вигляді порошку, гранул, блоків, сумішей є одним з основних реагентів, використовуваних для позадоменної десульфурзації з витратою до 1 кг/т чавуну.

2.2 Позадоменна десульфуратія чавуну матеріалами, що містять кальцій

Методи обробки чавуну матеріалами, що містять кальцій (вапно, вапняк, карбід кальцію), давно використовуються, проте накопичений досвід не дає достатньо даних для остаточного рішення про доцільність вибору того чи іншого реагенту.

Доводиться враховувати, що на відміну від магнію перелічені вище реагенти можуть бути охарактеризовані як практично неплавкі.

Застосування неплавких десульфураторів приводить до незадовільного змішування з чавуном при його обробці, тому при введенні CaO і CaC_2 необхідні спеціальні заходи для поліпшення контакту десульфуратора і металу.

Методи організації контакту такого роду матеріалів з металом, а також їх фізичні характеристики (в кусках, у вигляді порошку, сплавів, хімічних з'єднань в рідкому вигляді і т.п.) можуть бути різні. На рисунку 2.5 представлена схема установки для десульфуратії чавуну, розташованої на шляху рідкого чавуну від доменної печі до сталеплавильного цеху.

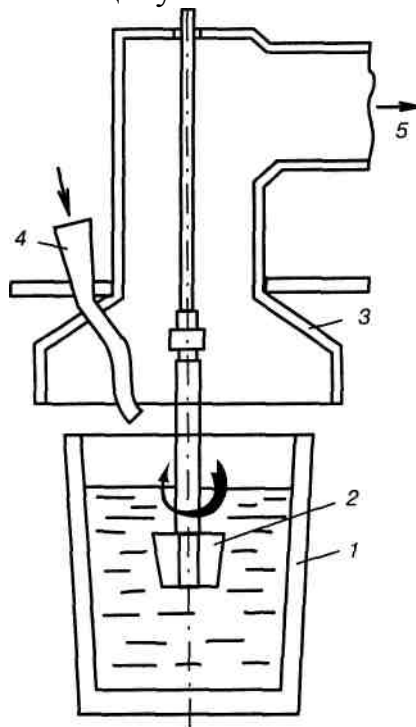


Рисунок 2.5 – Схема установки для десульфуратії чавуну

У ківш з рідким чавуном 1 опускається ротор-мішалка 2. Над ковшем при обробці розташовується ковпак для пиловловлювання 3 з пристроєм для подачі десульфураторів 4 і відведення газів 5. Перемішування металу з реагентом досягається обертанням ротора-мішалки і пропусканням через ротор деякої кількості інертного газу (звичайно азоту), що створює ефект кипіння. При використанні такого типу установки для обробки чавуну сумішшю з обпаленого вапна (90%), плавикового шпату (5%) і нафтового коксу (5%) вміст сірки в чавуні знижується з 0,030-0,035% до $\sim 0,003\%$.

Створення на початку 80-х років XX століття надійних пристроїв для вдування в рідкі розплави порошків, що дозволяють точно регулювати масу ре-

агенту, який подається, відкрило для десульфурації чавуну широку гаму технологічних варіантів. Останні відрізняються перш за все складом сумішей.

Зупинимося на варіантах, що досить широко використовуються у світовій практиці. Врахуємо, що на вибір підприємствами складу сумішей для обробки одночасно впливає ряд чинників: вартість і дефіцитність матеріалів, спосіб введення їх у чавун і вартість устаткування, ефективність і простота методу, стабільність результатів, штати, екологічні питання і т.д. Головним критерієм залишається економічний бік технології. Але він різний для різних регіонів, і це визначило велике число застосовуваних десульфураторів.

Перевага віддається десульфураторам, у складі яких є вапняк CaCO_3 . При цьому зменшуються витрати електроенергії, затрачуваної на розклад вапняку при його випаленні у вапняно-випалювальних печах. Крім того, термічна дисоціація часток CaCO_3 в місці заглиблення в метал сприяє утворенню досить дрібних активних часток CaO за реакцією: $\text{CaCO}_3 = \text{CaO} + \text{CO}_2$. Другий продукт дисоціації CO_2 взаємодіє з вуглецем чавуну: $\text{CO}_2 + \text{C} = 2\text{CO}$, що значно підвищує турбулентність потоку в реакційній зоні і циркуляцію в об'ємі металу. При цьому втрати тепла на дисоціацію компенсуються теплом, що виділяється в процесі окислення кремнію чавуну газом CO_2 : $[\text{Si}] + \text{CO}_2 = \text{SiO}_2 + \text{C} + Q$. Деяке зниження концентрації кремнію в чавуні, що досягається при цьому, сприятливе для подальшого переділу чавуну в конвертері. Встановлений цікавий факт, що процес десульфурації при вдуванні флюсів на основі вапняку, що містять 35-70% CaCO_3 , 5%С, 3% CaF_2 , решта - CaO , при вмісті $>0,013\%[\text{S}]$ лімітується масопереносом сірки у твердих частках, при $<0,013\%[\text{S}]$ - масопереносом в рідкій фазі.

Традиційним матеріалом, що використовується для десульфурації чавуну, є карбід кальцію CaC_2 . Відбувається реакція $\text{CaC}_{2(\text{T})} + [\text{S}] = (\text{CaS}) + \text{C}_{\text{гр}}$, і в її зоні виділяється графіт. Цим створюється відновна атмосфера, що сприяє отриманню низьких залишкових концентрацій сірки. Відносна вартість операції десульфурації чавуну (від 0,035 до 0,015% $[\text{S}]$) для реагентів CaC_2 , CaO і CaCO_3 складає, відповідно 3,2 : 1,5 : 1,0. Проте карбід кальцію для десульфурації використовують досить широко, але не в чистому вигляді, а в суміші і частіше за всього з CaCO_3 .

Вдування чистого CaC_2 супроводжується істотними втратами чавуну зі шлаком, вогнеутворенням і пиловиділенням при скачуванні з ковша сірчистого шлаку. Ці явища пов'язані з повільним і тому неповним засвоєнням чавуном тугоплавкого карбиду кальцію, що подається в кількості до 10 кг/т чавуну для розрахункової глибини десульфурації. Попадання CaC_2 у шлак викликає його загушення, контакт з атмосферою при скачуванні шлаку - інтенсивне догорання CaC_2 за рахунок кисню атмосферного повітря.

Суміш CaC_2 з CaCO_3 в Західній Європі називають діамідним вапном і позначають CaD . Указані вище негативні ефекти десульфурації вдуванням CaC_2 цілком усуваються при співвідношенні компонентів $\text{CaC}_2 : \text{CaCO}_3 = 60:40$. Таке діамідне вапно має найнижчу вартість серед усіх сортів CaD , проте по кількості видаленої сірки дана суміш найменш ефективна. Ця кількість зростає зі зростанням частки CaC_2 з 60 до 90% - практично в 2 рази. Вартість обробки

чавуну використовуваними на практиці сумішами CaC_2 і CaCO_3 із співвідношенням компонентів 60:40, 70:30, 80:20, 85:15 і 90:10 складає відповідно 100, 106, 111, 115 і 231 %. Слід зазначити, що в даний час ряд американських заводів сталі і надійні результати по десульфурації чавуну одержують сумісним вдуванням CaC_2 і магнеїю в оболонці із співвідношенням 3:1. Разом з тим, німецькі і шведські заводи віддають перевагу:

1) CaD «80/20» з витратами 2-10 кг/(т);

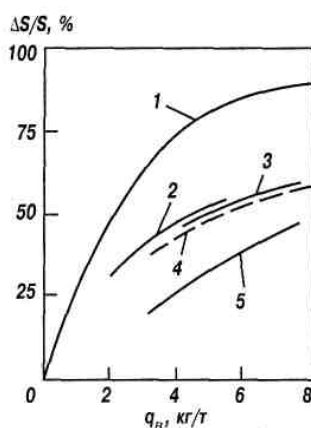
2) або магнеєві суміші (50% Mg + 15% Al , решта Al_2O_3) з витратами 0,2-1,25 кг/т;

3) або комбіновані суміші (80% CaD + 20% Mg) з витратами 0,5-4 кг/т.

Витрати матеріалів дані в широких інтервалах, вони визначаються початковим вмістом сірки у чавуні.

Найбільш поширена обробка чавуну сумішами на основі вапна. При розробці технології із вдуванням подібних сумішей виходили з того, що при попаданні вапна в чавун, що містить помітну кількість кремнію, реакція десульфурації може бути представлена у вигляді $2(\text{CaO}) + 2[\text{S}] + [\text{Si}] = 2(\text{CaS}) + (\text{SiO}_2)$. Кремнезем утворює навколо часток вапна, що вдуваються, шар силікату кальцію, який перешкоджає ефективному використанню вапна. Для запобігання утворення цієї силікатної оболонки додають активні відновники - карбід кальцію, магній, титан, алюміній. Найкращі результати одержують при вдуванні вапна і алюмінію до 5% від маси вапна (рисунок 2.6).

Аналогічний результат одержують, вдуваючи вапно в кількості 5-8 кг/т чавуну після введення в чавун алюмінію. Алюміній (0,4 кг/т) вводять у ківш під час зливання чавуну.



1 - $\text{CaO} + \text{Al}$; 2 - $\text{CaO} + \text{Ti}$; 3 - $\text{CaO} + \text{Mg}$; 4 - $\text{CaO} + \text{CaC}_2$; 5 - CaO

Рисунок 2.6 - Залежність ступеня десульфурації рідкого чавуну від витрат вапна q_B при вдуванні сумішей у ківш

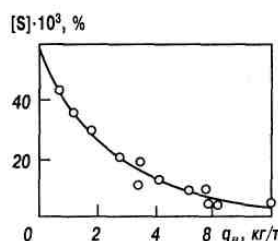


Рисунок 2.7 - Залежність вмісту сірки від кількості вапна q_B , що вводиться у чавун після додавання в нього алюмінію

На рисунку 2.7 показано зміну концентрації сірки в чавуні у процесі вдування порошку вапна в цьому випадку. Обов'язковою вимогою тут є накривання ковша кришкою для запобігання повторного окислення під дією атмосфери. Процес десульфурзації в цих умовах характеризується рівнянням: $3(\text{CaO}) + 3[\text{S}] + 2[\text{Al}] = 3(\text{CaS}) + (\text{Al}_2\text{O}_3)$.

Велике значення при десульфурзації чавуну має якість вапна і кількість доменного шлаку, що надійшов із чавуном. Шлак звичайно містить приблизно 40% CaO , 15% Al_2O_3 і 45% SiO_2 , і для зниження вмісту сірки в чавуні з 0,05 до 0,01% необхідно ввести наступну кількість вапна:

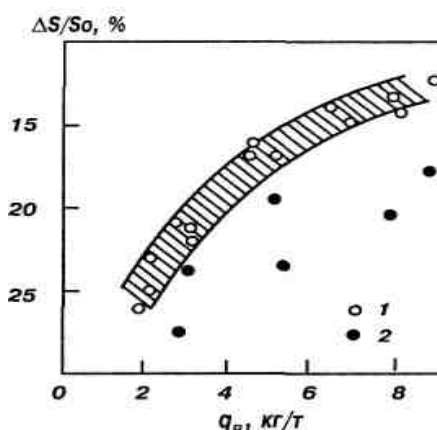
Кількість, кг/т:

шлаку в ковші (до початку обробки) -	2,6	10	
вапна, введеного при вдуванні	5,5	7,5	8,0

За наявності «залишкового» доменного шлаку у ковші >10 кг/т одержати в металі $< 0,01\%$ S складно. Дані рисунку 2.8 показують, що ступінь десульфурзації при використанні вапна гіршої якості знижується майже вдвічі (кількість доменного шлаку в ковші складала ~ 4 кг/т). Суттєвий також вплив температури чавуну (рисунок 2.9).

Усі ці дані, отримані багатьма дослідниками, були використані для організації на заводі SOLMER (Франція) попередньої обробки чавуну в 450-тонних ковшах міксерного типу. Досягнута при цьому істотна економія визначалася більш низькою вартістю вапна в порівнянні з карбідом кальцію, який використовували для обробки чавуну раніше. Ступінь засвоєння алюмінію, що вводиться при вдуванні вапна, в заводських умовах виявився рівним $\sim 80\%$.

При цьому використовували досить чисте вапно ($\sim 0,3\%$ SiO_2 , $\sim 0,02\%$ S) з розміром кусків 0-2 мм (в середньому $\sim 0,3$ мм). Для виключення можливості розбризкування в процесі продувки продувну фурму вводили в метал під кутом 30° до вертикалі. Витрати азоту при вдуванні вапна складали $\sim 7,2$ м³/хв, при цьому відзначено деяке підвищення вмісту азоту в чавуні (рисунок 2.10).



1- вапно складу 95,7% CaO ; 1,3 % SiO_2 ; 0,9% CO_2 ;

2- вапно складу 80,5 % CaO ; 6,3 % SiO_2 ; 20 % CO_2

Рисунок 2.8 - Залежність ступеня десульфурзації чавуну від витрат вапна q_B

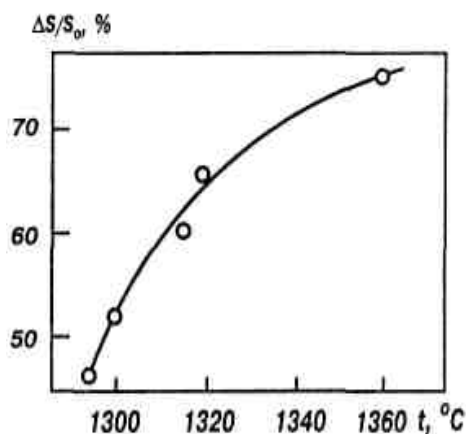


Рисунок 2.9 - Залежність ступеня десульфурації від температури (початковий вміст сірки в чавуні 0,06%, кількість вапна, що вдувається, 5 кг/т)

2.3 Використання соди

Окрім магнію, карбїду кальцію, вапна і вапняку, для позадоменної обробки чавуну використовують соду (Na_2CO_3), яка також є десульфуруючим реагентом.

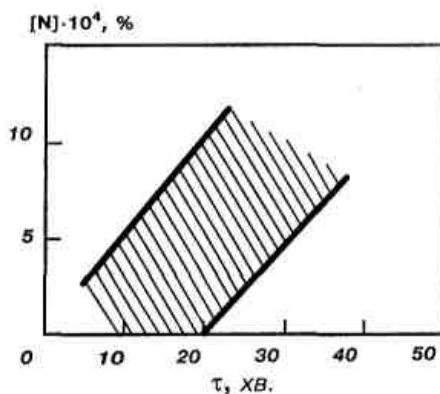
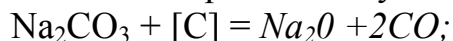


Рисунок 2.10 - Залежність вмісту азоту в чавуні від тривалості вдування в нього порошкового вапна

Взаємодія з рідким чавуном відбувається за реакцією:



сумарно $\text{Na}_2\text{CO}_3 + 2[\text{C}] + [\text{S}] = \text{Na}_2\text{S} + 3\text{CO}$.

При обробці содою в атмосферу виділяється значна кількість летких речовин (включаючи випарений Na_2O). Цей метод вимагає обов'язкової наявності стендів, обладнаних добре діючими газозуловлюючими пристроями.

2.4 Устаткування і показники десульфурації чавуну

Продувні фурми встановлюють звичайно в центрі ковша з чавуном на глибину не більше 2/3 висоти наливання.

Велике заглиблення збільшує шлях проходження реагенту вгору крізь товщу розплаву, проте торець фурми повинен бути достатньо віддалений від днища, щоб уникнути його підвищеного зносу. Фурма являє собою трубу з

монолітного глинозему або сталеву з обмазкою із глинозему. Обмазка на сталевій трубі утримується каркасом із дроту, рідше - глинозем для зміцнення обмазки змішується зі сталевими голочками. Загальна довжина фурми, залежно від ємності ковшів, дорівнює 4-6 м, діаметр - 150-200 мм, діаметр вихідного отвору для газу - 10-16 мм, термін служби - 5-10 годин.

В особливому ряду знаходиться фурма французького дослідницького інституту IRSID, конструкція якої забезпечує довготривалу її службу (рисунок 2.11). В цій фурмі використаний метод подвійного потоку газу: 30% газу, що вдувається, подають по внутрішній трубі фурми разом з порошком при малій швидкості, 70% газу зі швидкістю приблизно 200 м/с вводять за допомогою дозатора між центральною і зовнішньою трубою для забезпечення захисту фурми від нагрівання і зносу.

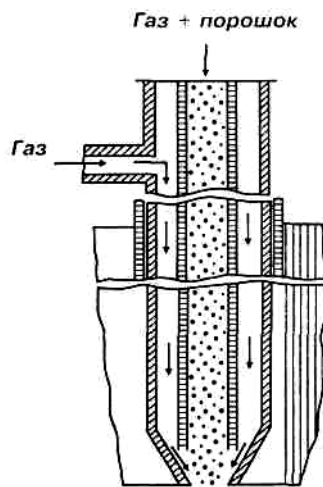


Рисунок 2.11 - Фурма для вдування порошку конструкції інституту IRSID

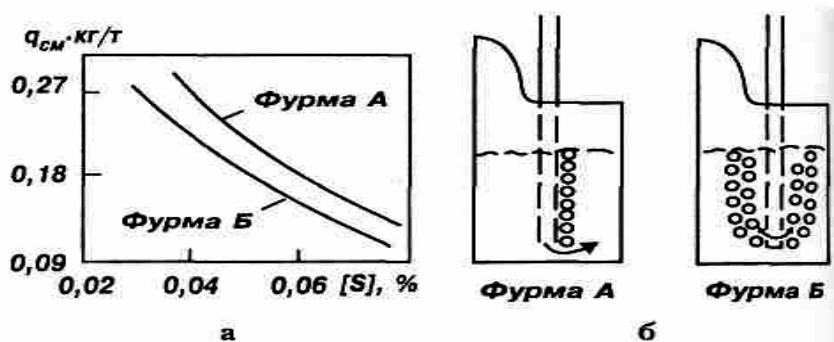


Рисунок 2.12 - Залежність витрат суміші $\text{CaC}_2 - \text{CaCO}_3$ у співвідношенні 85:15 ($q_{\text{см}}$), необхідних для видалення 0,001% S від вмісту сірки в чавуні до обробки (а) і від конструкції фурм (б)

Продувку здійснюють у ковшах міксерного типу «Торпедо» на шляху від доменного цеху до конвертерного, або в заливних чавуновозних ковшах безпосередньо перед подачею їх до конвертерів.

Суміші на основі магнею вдувають азотом або аргоном через фурму з одним або двома бічними отворами (рисунок 2.12, фурма «Б»), інші суміші - з одним вертикальним виходом, газ-носіє-повітря.

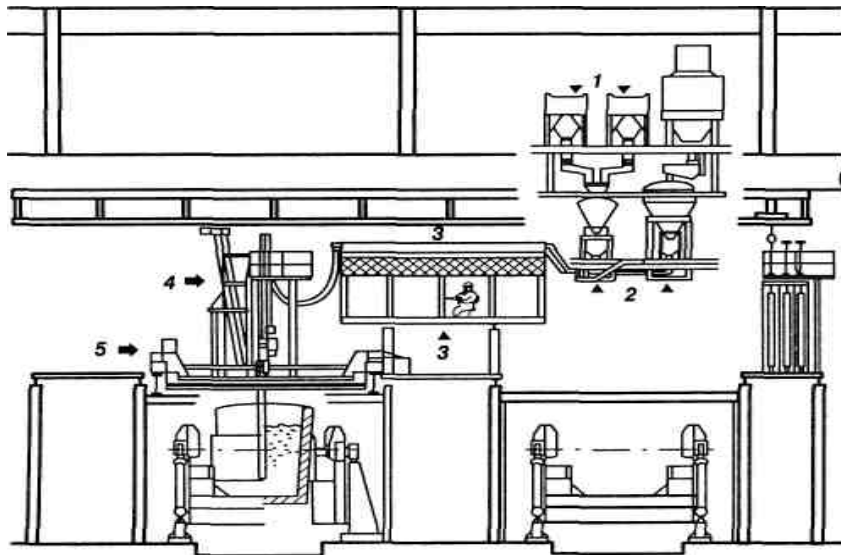


Рисунок 2.13 - Станція для обробки рідкого чавуну

Для зменшення розбризкування фурму у ківш «Торпедо» в ряді випадків вводять у метал під кутом до вертикалі до 30° .

Особливу увагу приділяють скачуванню шлаку після десульфурації чавуну. Здійснюють його скребковими машинами, при цьому втрати чавуну складають в середньому 0,4% проти 0,1%, коли скачування шлаку не проводять. Під час скачування чавун продувають через дві пористі пробки. Це дозволяє краще видаляти шлак і одержати на 10-15% нижчу концентрацію сірки у пробі металу з конвертера.

На рисунку 2.13 показана схема розміщення устаткування для десульфурації чавуну, яка застосовується на шведських і німецьких заводах. Установка включає витратні бункери 1, розподільники 2, операторську 3, автоматичний відбір проб 4, пересувну кришку 5. Перед обробкою ківш з чавуном зважується і встановлюється в камеру для обробки. В цей час інформація про хімічний склад чавуну, температуру, масу вводиться у комп'ютер, який розраховує кількість реагенту, необхідного для отримання заданого рівня сірки.

Після закінчення обробки вимірюють температуру і відбирають пробу металу, яку посилають пневмопоштою в лабораторію. Після одержання аналізу ківш направляють до конвертерів. Коли в одній камері (рисунок 2.13) йде продувка, в іншій виймають ківш з обробленим чавуном і встановлюють новий, повний цикл обробки триває 30-35 хвилин. Узагальнені технологічні показники установок по десульфурації чавуну дані в таблиці 2.1.

Таблиця 2.1 - Основні показники роботи установок по десульфурації чавуну

№ п/п	Показник	Одиниця	Величина вимірювання
1	2	3	4
1	Фракція порошоків, що вдуваються	мм	0,2-2,0
2	Температура чавуну	°С	1275-1375
3	Зниження температури чавуну при обробці	°С	20-40*
4	Тривалість продувки	хв.	5-20
5	Вміст сірки у чавуні:		
	- до обробки	%	0,04-0,06
	- після обробки	%	0,002-0,010
6	Витрати реагентів на основі:		
	- магнію	кг/т чавуну	0,2-1,00
	- карбиду кальцію	кг/т чавуну	0,5-4,0
	- вапна (вапняку)	кг/т чавуну	5-10
7	Витрати газу-носія	м ³ /хв. на на 1 т чавуну	0,001-0,003
8	Співвідношення порошок/газ в суміші, що продувається:		
	- суміші на основі магнію	кг/м ³	~10
	- суміші на основі карбиду кальцію	кг/м ³	50-100
	- суміші на основі СаО (СаСО ₃)	кг/м ³	до 200
* При використанні суміші СаО+Мg продувка ізотермічна			

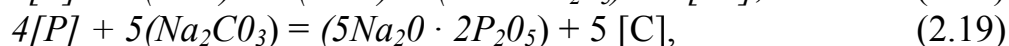
2.5 Позадоменна дефосфорація чавуну

В шихтових матеріалах доменного процесу фосфор знаходиться у вигляді п'ятиокису, з'єднаного з вапном і рідше з оксидами заліза - $3(\text{CaO}) \cdot \text{P}_2\text{O}_5$ і $3(\text{FeO}) \cdot \text{P}_2\text{O}_5$. Практично весь фосфор шихти відновлюється і переходить у чавун, тому низький вміст фосфору можна забезпечити лише застосуванням в доменних печах малофосфорної шихти.

Останнім часом, переважно в Японії, широкий розвиток одержують процеси дефосфорації чавуну. З одного боку, це викликано зростаючою потребою ринку в низькофосфористих сталях, з іншого - розвитком малошлакових технологій конвертерного переділу, переваги яких вже розглянуті.

Для дефосфорації використовують матеріали, що містять вапно і залізо: СаО, FeO, Fe₂O₃ та соду Na₂CO₃.

Відбуваються реакції:



Щоб уникнути помітних тепловтрат при обробці чавуну, порошкоподібні матеріали вдувають киснем. В даний час багато заводів Японії 85-90% чавуну піддають дефосфорації. Заводи, які мають вільні конвертерні потужності, використовують один із конвертерів для попередньої обробки чавуну,

здійснюючи, по суті, дуплекс-процес.

Встановлено, що більшу частину тривалості дефосфорації чавуну лімітуючою стадією при вдуванні CaO є масоперенос іонів $(\text{Fe})^{2+}$, а при використанні Na_2CO_3 - Іонів $(\text{CO}_3)^{2-}$. Таким чином, сумарну швидкість реакції лімітують в обох випадках компоненти, що забезпечують доставку кисню до міжфазної поверхні розподілу шлак (частка флюсу, що вдувається) - метал. У міру зниження концентрації фосфору настає момент, коли реакція починає лімітуватися масопереносом фосфору в металі.

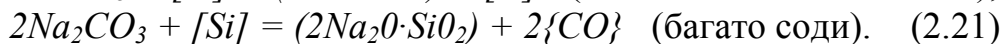
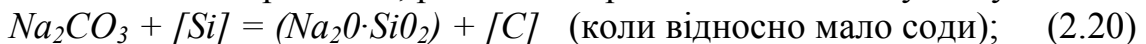
На початку вдування частинок CaO в чавун у струмені кисню на їх поверхні формується з'єднання типу $\text{CaO} \cdot \text{Fe}(\text{Mn})\text{O}$, яке при температурах обробки знаходиться в рідкому стані. На основі цього з'єднання, у свою чергу, починають формуватися з'єднання типу $\text{CaO} \cdot \text{Fe}(\text{Mn})\text{O} \cdot \text{P}_2\text{O}_5$, у подальшому $3\text{CaO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5$ або, за наявності кремнію в розплаві, типу $3\text{CaO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5 \cdot 2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ з незначним включенням фаз нагельшмідтиту $7\text{CaO} \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot \text{P}_2\text{O}_5$ і силікокарнатиту $5\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2 \cdot \text{P}_2\text{O}_5$. Останні два з'єднання при температурах обробки чавуну знаходяться у твердому стані.

Усі перелічені з'єднання, за наявності вуглецю в розплаві, можуть формуватися лише в зоні дії фурми, через яку подається кисень. У міру віддалення від цієї зони переважаючою може стати реакція окислення вуглецю, якщо не забезпечується витрачання всього кисню на перебіг дефосфорації.

Згідно з термодинамічними оцінками, в зоні переокислення в ділянці кисневих фурм вміст фосфору при вдуванні CaO може бути зменшений до 0,001%.

У разі продувки чавуну содою і за наявності в ньому кремнію, концентрація фосфору залишається незмінною, оскільки окислюється переважно кремній. Сода може служити не тільки десульфуратором і дефосфатором, але й десиліконізатором. Перші порції соди, що подається в чавун, витрачаються перш за все на окислення кремнію. Витрати соди на видалення кремнію можуть бути досить великими.

Залежно від витрат соди, реакції знекремнювання записують у вигляді:

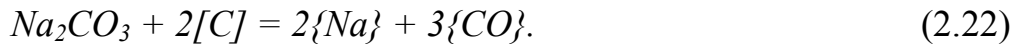


У разі продувки заздалегідь знекремненого чавуну кількість видаленого фосфору (ΔP) збільшується пропорціонально витратам соди (рисунк 2.14). Одночасно зі зменшенням вмісту фосфору знижується концентрація сірки у чавуні; вміст марганцю і, наприклад, ванадію практично не змінюється. Коефіцієнт розподілу фосфору між металом і шлаком $(\text{P}_2\text{O}_5)/[\text{P}]$ в значній мірі залежить від відношення $(\text{Na}_2\text{O})/(\text{SiO}_2)$, причому при $(\text{Na}_2\text{O})/(\text{SiO}_2) > 3$ коефіцієнт розподілу фосфору $(\text{P}_2\text{O}_5)/[\text{P}]$ зростає до ≥ 1000 . Реакція дефосфорації супроводжується виділенням тепла; для одержання високих значень коефіцієнта розподілу фосфору $(\text{P}_2\text{O}_5)/[\text{P}]$ бажано, щоб температура чавуну в процесі його обробки була не більше 1250°C .

В результаті перебігу реакції (2.19) певна кількість вуглецю може бути виявлена у пробах шлаку. Виміри показують, що загальний вміст вуглецю коливається в межах 0,2-1,1% незалежно від кількості фосфору, що виділився.

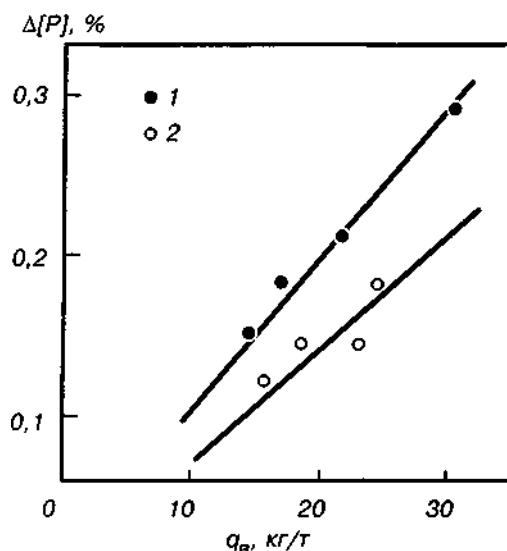
При роботі без введення кисню вміст вуглецю у шлаку складає 0,5%. На це в значній мірі впливає вміст (FeO).

На плавках без введення кисню вміст (FeO) у шлаку звичайно не перевищує 0,5% і в разі введення кисню збільшується до 0,5-0,75%. Одночасно з реакцією дефосфорації при продувці чавуну содою окислюється певна кількість вуглецю чавуну. Окислення відбувається під дією газоподібного кисню або кисню атмосфери, а також в результаті взаємодії з содою за реакцією:



Натрій, що випаровується, частково окислюється киснем газової фази зі значним виділенням тепла, в результаті температура газів, що відходять, підвищується. Пари натрію і Na_2O (їдкий натр) можуть забруднювати атмосферу цеху.

На рисунку 2.14 чітко виявляються переваги соди в глибині дефосфорації при однакових витратах реагентів: 1 - соди, 2 - суміші, що містить 45% CaO , 5% CaF_2 і 50% Fe_2O_3 . Обробляли чавун при температурі 1250-1400 °С із вмістом кремнію < 0,05%.



1 - сода Na_2CO_3 ; 2 - суміш 50% ($\text{CaO} + \text{CaF}_2$) + 50% Fe_2O_3

Рисунок 2.14 - Дефосфорація чавуну при використанні різних реагентів

Оскільки застосування соди передбачає ретельне вловлювання пилу, що відходить при обробці чавуну, а це не завжди досягається, сучасна практика дефосфорації чавуну базується на матеріалах, які містять вапно, і іноді з добавками соди.

Узагальнені параметри технології дефосфорації чавуну сумішню порошків, що складається з CaO , прокатної окалини і CaF_2 , такі: продувку проводять переважно у ковшах «Торпедо» ємкістю 290-480 т; фурми, як і при десульфурзації, мають вогнетривку оболонку; газом-носієм є азот, рідше - кисень; витрати газу - 0,01-0,02 м³/хв на 1 т чавуну; розмір часток порошку ~1 мм; інтенсивність подачі порошку ~ 2,0 кг/(хв.т), його витрати до 50 кг/т; тривалість обробки - 20-25 хв; шлак, що утворюється при обробці, скачують перед відправкою чавуну до конвертерів, гранулюють і передають на

будівельні нужди.

У більшості випадків успішне використання методів позадоменної обробки чавуну пов'язане з використанням для цього ковшів міксерного типу «Торпедо». Конструкція такого ковша забезпечує мінімальні втрати тепла при транспортуванні чавуну й особливо в процесі його продувки.

При обробці чавуну в чавуновозних ковшах відкритого типу оголення поверхні металу при вдуванні в нього порошоків і викликане цим барботування істотно збільшує втрати тепла.

Різне зниження тепловтрат в процесі обробки чавуну забезпечує установка, що включає ківш 1 з ізолюючою кришкою 2, яка одночасно захищає футеровку ковша від контакту з активним шлаком за рахунок її спеціальної конструкції (рисунок 2.15).

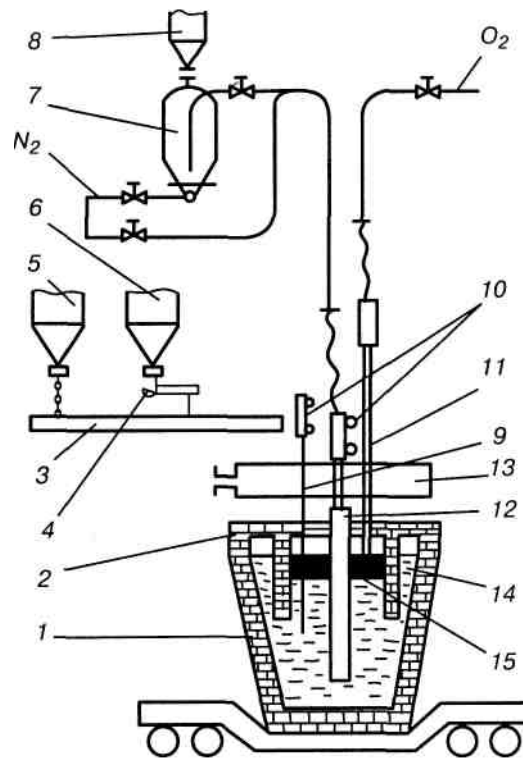


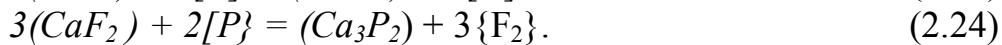
Рисунок 2.15 - Схема установки для проведення дефосфорації чавуну содою із вдуванням і без вдування порошку

Конвейєр 3, живильник 4 забезпечують подачу у ківш зверху кусків соди і окалини з бункерів, відповідно 5 і 6. У разі необхідності глибокої дефосфорації використовують пневмонагнітач 7 з його завантажувальним бункером 8 для вдування порошкоподібних соди і окалини в струмені азоту. В установці є: зона для відбирання проб і вимірювання температури 9, механізми підйому продувної фурми і зонда 10, фурма для введення кисню 11, фурма для вдування порошоків 12, зонтик для уловлювання пилу 13. З футеровкою ковша контактує лише метал 14, а не шлак 15.

Слід відзначити й інші можливі способи дефосфорації чавуну. Проведено широкі дослідження процесів дефосфорації в сталеплавильних агрегатах безперервної дії. Найкращим для цього виявився створений у ВНДІТ-МетМаш агрегат струминного рафінування. При обробці чавуну, що містить до 1,2% Р,

одержували напівпродукт із вмістом $< 0,2\%$ Рі фосфатшлаки з концентрацією P_2O_5 до 18% .

Останнім часом інтерес металургів викликають можливості відновної дефосфорації. Вона може здійснюватися при низькому парціальному тиску кисню – 10^{-13} Па і нижче - флюсами систем $CaF_2 - CaC_2$, $Ca - CaF_2$ або чистим Ca , його карбідом CaC_2 з утворенням з'єднань типу Ca_3P_2 , наприклад,



У наступних розділах показано, що процеси окислювальної дефосфорації чавуну ефективно перебігають у разі попередньої його десиліконізації.

2.6 Задачі і принципи десиліконізації чавуну

Операція попереднього знекремнювання чавуну (десиліконізація) дозволяє вирішувати наступні задачі: ефективно використовувати реагенти, що вводяться для дефосфорації і десульфурзації; організовувати ведення плавки в конвертері з мінімальною кількістю шлаку.

Технологія отримання, а потім використання знекремненого чавуну одержала назву малошлакового або безшлакового процесу. Він дозволяє скоротити: кількість шлаку в конвертері до $2-4\%$ від маси металу (замість звичайних $10-15\%$); витрати вапна, плавикового шпату, феросплавів; знос футеровки; втрати заліза зі шлаком у вигляді заплесків металу і в складі оксидів заліза; підвищує вихід придатної сталі і продуктивність агрегатів.

Впровадження малошлакової і безшлакової технологій відкрило можливість здійснення прямого легування сталі шляхом додавання в конвертер марганцевої руди. При малих витратах флюсів ступінь добування марганцю з оксидів і відновлення в металі зростає більш ніж удвічі.

Проте використання знекремненого чавуну має істотний недолік. Незважаючи на деяке підвищення температури чавуну в процесі знекремнювання і зменшення втрат тепла на нагрівання шлаку, надлишок тепла, використовуваний в конвертері для переробки скрапу, зменшується. Разом з тим, якщо є інші споживачі скрапу (електропечі), ситуація розглядається в комплексі. При цьому слід враховувати можливість одержання в конвертерних цехах сталі, чистої не лише від сірки і фосфору, але й від домішок кольорових металів через більший вміст у вихідних матеріалах «першородної шихти», якою є чавун.

Відзначено, що обробка чавуну головними рафінуючими матеріалами (вапном, содою) стає ефективною лише після видалення кремнію.

Для видалення кремнію звичайно використовують обробку чавуну оксидами заліза: залізною рудою, агломератом, окалиною.

При десиліконізації чавуну проблема полягає в тому, щоб окислити кремній, не окислюючи вуглець, інакше ківш перетвориться, по суті, на сталеплавильний агрегат. Наслідками зневуглецьовування стануть підвищення температури розплаву (при цьому видалення кремнію сповільниться), бурхливе виділення оксиду вуглецю і пилу, виплескування металу за межі агрегату.

Термодинамічні умови окислення кремнію і вуглецю наступні:



Якщо ж тиск в реакційній зоні помітно відрізняється від 0,1 МПа, тобто умови перестають бути стандартними, то співвідношення між ΔG_{Si}^o і ΔG_C^o змінюється.

Уявімо, що змінюється лише тиск, а активності компонентів у конденсуючих фазах a_C , a_{SiO_2} , $a_{Fe_2O_3}$ дорівнюють 1.

Оскільки $\Delta G = \Delta C_0 + 4,575 T \lg K_p$, то для реакції (2.25) $K_p = 1$ і $\Delta G_{Si} = \Delta G_{Si}^o$, тобто зміна тиску значення не має.

Зміна тиску бульб P_{CO} зростає пропорційно глибині занурення реагенту в метал. Для реакції окислення вуглецю воно має істотне значення:

$$\Delta G_C = \Delta G_C^o + 4,575 T \lg (P_{CO}^2 / a_C^2 \cdot a_{Fe_2O_3}^{2/3}), \quad (2.27)$$

Відповідні розрахунки представлені на рисунку 2.16.

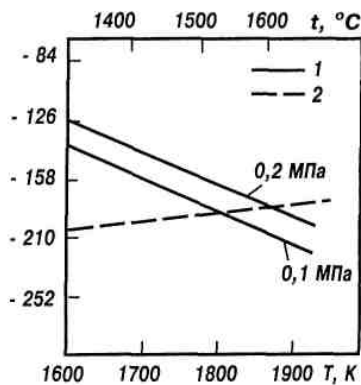
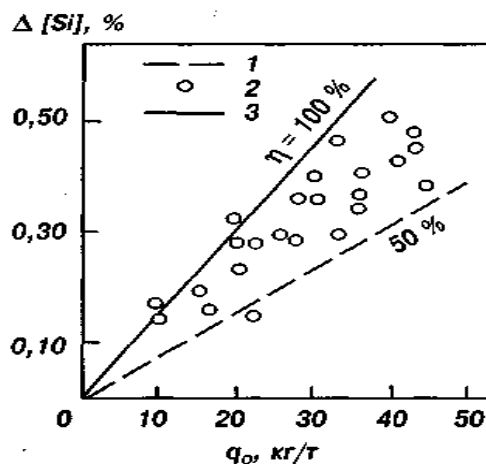


Рисунок 2.16 - Залежність ΔG від температури для реакції окислення вуглецю (крива 1) і кремнію (крива 2)

При заміні звичайної технології обробки порошком, наприклад, окалини подачею її зверху технологією вдування окалини в глибину металу під тиском змінюється співвідношення швидкостей окислення кремнію і вуглецю.



1 - подача окалини зверху і газу знизу; 2, 3 - введення окалини вглиб металу (2 - експериментальні точки при вдуванні порошку вглиб металу)

Рисунок 2.17 - Залежність кількості видаленого кремнію $\Delta[Si]$ від витрат порошку окалини q_0

В другому випадку зростає також ефективність використання порошку для десиліконізації. На рисунку 2.17 показано, що якщо раніше, при використанні звичайного способу - подачі окалини зверху і продувки газом у ковші знизу ступінь використання реагенту був близький до 50%, то при вдуванні того ж реагенту безпосередньо в метал він зростає до 80%.

Таким чином, у разі введення порошку вглиб металу основна частка оксидів заліза використовується на реакцію окислення кремнію. Це ж саме відбувається при введенні оксидів заліза в товщу металу у складі порошкового дроту.

2.7 Основи поєднання процесів десульфурзації і дефосфорації чавуну в одному агрегаті

Як відомо, для проведення операцій дефосфорації і десульфурзації необхідні різні умови.

Для успішної дефосфорації бажано мати високий окислювальний потенціал і невисоку температуру, для десульфурзації - невисокий окислювальний потенціал і підвищену температуру.

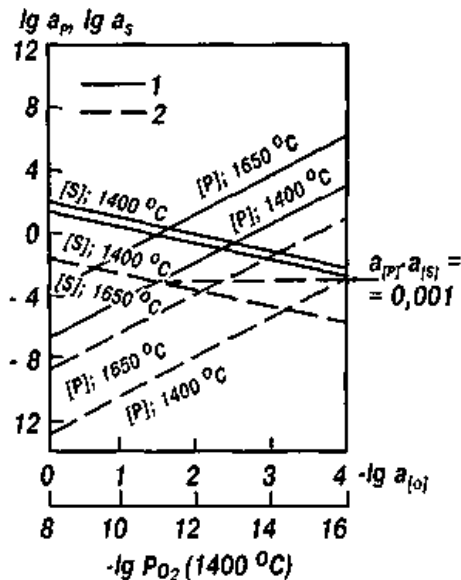


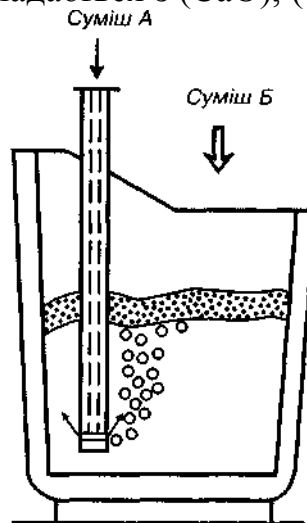
Рисунок 2.18 - Активність фосфору і сірки в чавуні у рівновазі з $\text{CaO}_{\text{тв}}$ (1) і $\text{Na}_2\text{O}_{\text{пиг}}$ (2)

Ця є основною причиною, яка ускладнює проведення обробки чавуну з метою дефосфорації і десульфурзації одночасно.

При використанні в якості флюсу Na_2CO_3 необхідно мати на увазі, що активність і сірки і фосфору при 1400°C може бути нижче, ніж 0,001 в широкому діапазоні значень P_0 (рисунок 2.18): від 0,1 до 0,0001. Таким чином, в цьому випадку процеси десульфурзації і дефосфорації не залежать від P_{O_2} і, отже, можуть мати місце обидві реакції в межах можливих коливань значень $a_{[O]}$. В'язкість Na_2CO_3 при температурах обробки рідкого чавуну досить мала, тому інтенсивність масопереносу сірки і фосфору у шлаку не лімітує масоперенос сірки і фосфору з чавуну у шлак. При обробці чавуну содою практично завжди видаляються і фосфор, і сірка.

Перспективною є організація процесу, що враховує різні умови видалення сірки і фосфору, з використанням звичайних дешевих флюсів на основі CaO . Із рисунка 2.18 витікає, що значенням $a_{[\text{O}]}$ від $\leq 0,01$ до $0,0001$ у рівновазі з CaO відповідають значення в рідкому чавуні $a_{[\text{P}]} \leq 0,001$ і $a_{[\text{S}]} \leq 0,001$. Проте процес бажано організовувати так, щоб об'єми металу з переважним перебігом реакції дефосфорації були відокремлені від місця (зони), де умови особливо сприятливі для перебігу реакції десульфурації. Тоді це можливо в одному і тому ж агрегаті.

Один із варіантів такої технології реалізований на практиці (рисунок 2.19). Суміш «А», що складається з вапна, руди і плавикового шпату із співвідношенням їх $30:60:10$, з витратою 40 кг/т вдувається вглиб металу сумішшю кисню і азоту. Витрати газу-носія - $4 \text{ м}^3/\text{т}$. Суміш «Б», що складається з вапна і шпату із співвідношенням $75:25$, подається для десульфурації чавуну на шлак з витратами до 10 кг/т . У початковий період вдування окислювальної суміші утворюється шлак, що складається з (CaO) , (CaF_2) , (P_2O_5) і (SiO_2) .



Склад суміші А: вапно, залізна руда, плавиковий шпат; витрати суміші - 40 кг/т ; вдувається сумішшю кисню і азоту; витрати газу-носія - $4 \text{ м}^3/\text{т}$.

Склад суміші Б: вапно і плавиковий шпат; витрати - до 10 кг/т

Рисунок 2.19 - Схема проведення операцій дефосфорації (вдуванням суміші А вглиб металу) і десульфурації (подаванням суміші Б на шлак)

Поки в чавуні залишається кремній, концентрація SiO_2 у шлаку не знижується менше, ніж на 40% ; основність, відповідно, невелика $(\text{CaO})/(\text{SiO}_2) < 1,5$. Після завершення окислення кремнію основність зростає і при $(\text{CaO})/(\text{SiO}_2) = 4$ вміст (P_2O_5) у шлаку починає наближатися до складу $3(\text{CaO}) \cdot \text{P}_2\text{O}_5$. Подальше зниження рівня (Fe) у шлаку забезпечується зміною складу порошку, що вдувається, і відношення O_2/N_2 в газі-носієві. При (Fe) в поверхневому шлаку не більше 3% і $(\text{CaO})/(\text{SiO}_2) > 3$ відношення $(\text{S})/[\text{S}] \sim 50$, що свідчить про досить добрі умови для видалення сірки.

На рисунку 2.20 показано типову зміну складу чавуну в 100 -тонному ковші при використанні даної технології.

Близькі до завершення і використання у промисловості інші варіанти подібної технології (рисунок 2.21). Основна їх відмінність від попереднього варіанту - обробка чавуну у ковші-конвертері з додатковим обдуванням

поверхні кисневим струменем у періоди його десиліконізації (1-й) і дефосфорації (2-й). В період десульфурзації (3-й) кисневу фурму з агрегату виводять. Тверді шлакоутворюючі суміші (ТШС) використовують змінного складу: в 1-й і 2-й періоди - з CaO, окалини, плавикового шпату і соди Na_2CO_3 , а в 3-му-ті ж самі, але без окалини.

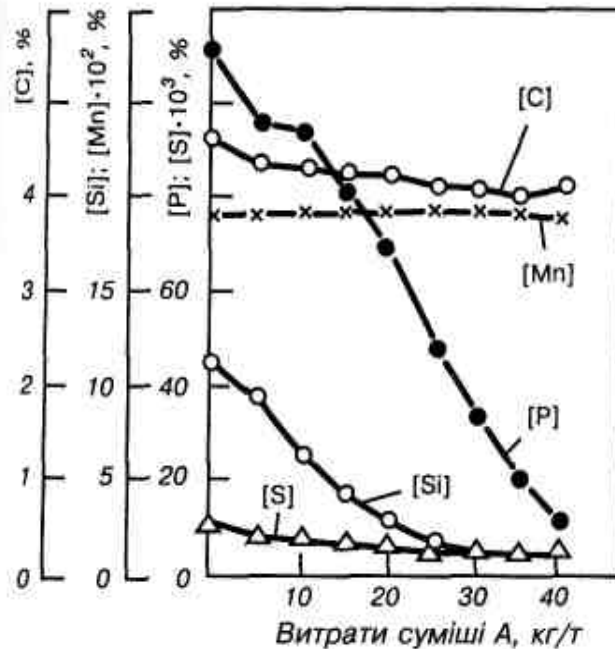


Рисунок 2.20 - Зміна складу чавуну при вдуванні суміші А вглиб металу

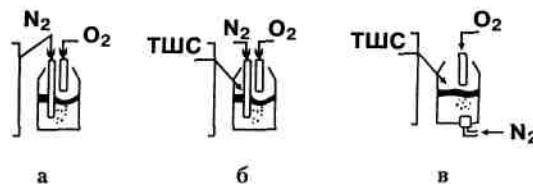


Рисунок 2.21 - Дефосфорація і десульфурзація різними способами

ТШС в схемі «а» вдувають струменем азоту, а в схемах «б» і «в» вводять насипом на шлак. Найбільш ефективна схема «а»: коефіцієнти $(\text{P}_2\text{O}_5)/[\text{P}]$ і $(\text{S})/[\text{S}]$ складають відповідно $(700 \div 900)$ і $(30 \div 50)$.

У всіх варіантах перед подачею чавуну до сталеплавильного агрегату шлак, що утворився, ретельно скачують.

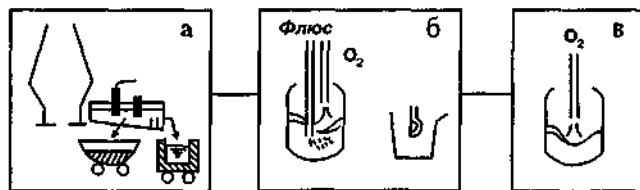
2.8 Сумісне проведення операцій видалення із чавуну кремнію, фосфору і сірки

Поширене на заводах Японії устаткування, за допомогою якого послідовно видаляють із чавуну Si, P, S, представлено на рисунку 2.22. Подібне обладнання використовують при масовому виробництві якісної сталі. Знекремнювання проводять на жолобі доменної печі (позиція «а») шляхом вдування в метал киснем флюсу, який складається з вапна і залізної руди, потім чавун заливають у ківш-конвертер (позиція «б»), обладнаний двома фурмами: зануреною в чавун для вдування порошкових флюсів і кисневою для подачі кисню зверху. Порошковий флюс: для дефосфорації - 43% CaO, 43% прокатної

окаліни, 14% CaF_2 ; для десульфурзації - сода. Дефосфорація і десульфурация чавуну йдуть з високими швидкостями при зниженні вмісту кремнію менше 0,15%. Газ-носії для вдування флюсів - азот, інтенсивність їх вдування – 5 кг/(хв·т). Тривалість циклу обробки в ковші-конвертері від випуску до випуску - 30 хв. Занурювана фурма виготовлена з високоглиноземистих вогнетривів. Ківш-конвертер викладений з периклазовуглецевих вогнетривів (система MgO-C). Чавуновозні ковші міксерного типу «Торпедо» футерують алюмосилікатними вуглецевмісними виробами, застосовуючи в зоні шлакового пояса і біля зливного отвору високоглиноземисті вогнетриви і маси.

Після ковша-конвертера шлак скачують, а чавун переливають і обробляють в кисневому конвертері. Остаточне доведення сталі після конвертера проводять у печі-ковші шляхом вдування реагентів-десульфураторів і вакуумування. Така технологія дозволяє одержувати сталь, що містить $([\text{P}]+[\text{S}]) < 0,005\%$.

Узагальнюючи інші використовувані у світі комплекси для рафінування чавуну від Si, P, S, відзначимо наступне. Десиліконізацію здійснюють на ливарному дворі доменного цеху або в спеціальній камері, встановленій на жолобі доменної печі, або безпосередньо на жолобі. В ряді випадків використовують жолоб, що хитається, для поліпшення перемішування реагентів з чавуном.



а - знекремнювання; б - дефосфорація і десульфурация; в - зневугльцювання

Рисунок 2.22 - Позадоменна обробка чавуну на заводі «Kobe Works»

Для десиліконізації вводять у струмінь чавуну чи вдувають азотом окаліну (залізну руду) з вапном, або суміш пилу агломераційного виробництва з вапном. Витрати матеріалів складають з розрахунку 30-45 кг кисню на 1 т чавуну. При цьому вміст кремнію знижується з 0,6 до 0,05-0,15% при основності шлаку 1,5-2,0. В рідких випадках знекремнювання проводять в «Торпеді», вводячи окаліну струменем газу в кількості до 30 кг/т. У всіх випадках після знекремнювання шлак видаляють з поверхні чавуну механічно або за допомогою вакуумної системи.

Дефосфорацію чавуну в цих комплексах здійснюють в «Торпеді» окремо, або разом з десульфурациєю. В першому випадку чавун обробляють вдуванням вапняно-залізистих шлакових сумішей, у другому - матеріалів, що містять вапно з добавками соди (або карбиду кальцію) через нахилену фурму. Чавун після обробки в «Торпеді» може містити 0,01-0,03% P, 0,003-0,02% S.

При використанні соди комплекси включають також устаткування для вилучення соди з обробленого шлаку як з метою економії, так і для виключення небезпеки забруднення середовища шкідливими виділеннями.

2.9 Задачі позапічної обробки сталі в конвертерних цехах

Постійно зростаючі вимоги до якості сталі, а також до зниження енергетичних і сировинних витрат на її виробництво привели до розробки ряду нових прогресивних технологій, які включають обробку металу в ковші або спеціальних агрегатах позапічної обробки. Сьогодні розроблені і застосовуються в конвертерних цехах різноманітні способи вторинної обробки рідкого металу, наприклад, продувка у ковші нейтральним газом, обробка при зниженому тиску (вакуумування), нагрівання сталі в ковші, десульфурація порошками, шлаками та ін. Операції розкислювання і легування металу також найчастіше здійснюють у ковші при випуску металу з конвертера або на установках позапічної обробки.

Додаткова обробка металу в ковші може істотно поліпшити техніко-економічні показники конвертерної плавки і, головне, - забезпечити одержання сталі високої якості з низьким вмістом сірки, фосфору, кисню і неметалевих включень, водню, азоту.

В таблиці 2.2 наведені задачі, які можуть виконуватись за допомогою позапічної обробки, в залежності від призначення і виду сталі.

При позапічній обробці сталерозливний ківш як ємкість, призначена для прийому і транспортування металу, стає активним учасником технологічних процесів.

При виготовленні футеровки сталерозливних ковшів, призначених для експлуатації в умовах позапічної обробки сталі, використовують вогнетривкі матеріали нейтрального (на основі Al_2O_3) і основного (CaO , MgO) складів. Цегляна і монолітна футеровки забезпечують високу стійкість сталерозливних ковшів.

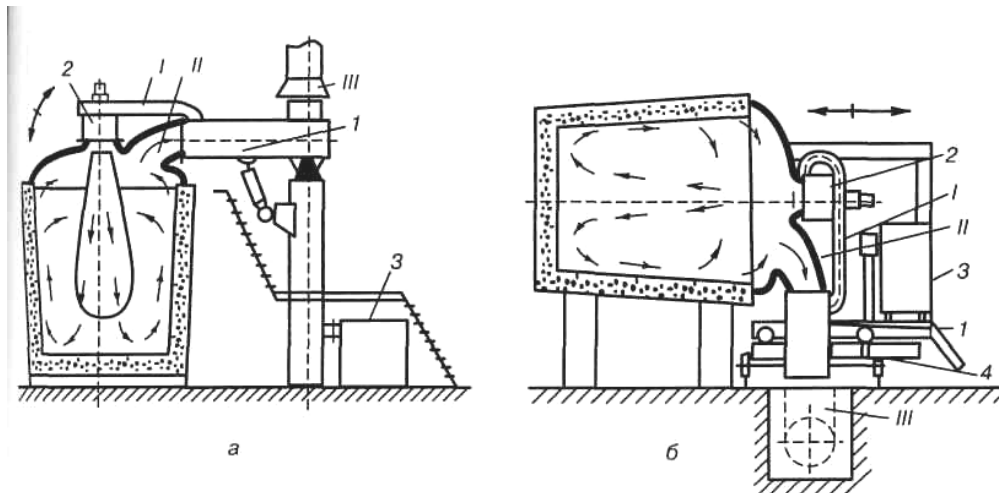
У сталерозливних ковшах з основною футеровкою значно ефективніше проходить десульфурація і дефосфорація сталі. Так, якщо в ковшах з алюмосилікатною (до 45% Al_2O_3) футеровкою ступінь десульфурації при обробці складає 65-80%, то в ковшах з вапнянопериклазовою футеровкою ця величина досягає 90% і вище.

Застосування основних і високоглиноземистих футеровок висуває особливі вимоги до теплоізоляції і теплового режиму сушки, розігрівання і експлуатації футеровки.

Для зменшення охолодження металу поліпшують теплоізоляцію футеровки (за допомогою додаткового шару теплоізоляції), використовують спеціальні кришки, що встановлюються на ківш.

Таблиця 2.2 - Задачі, які вирішуються за допомогою позапічної обробки, в залежності від призначення і виду сталі

Призначення, вид сталі	Основна мета обробки	Основний вплив на якість сталі
Товстолистова	Видалення водню, зменшення кількості оксидних включень	Підвищення чистоти, спрощення термообробки, покращення механічних властивостей
Тонколистова	Знеуглецювання, зменшення кількості оксидних включень	Зменшення кількості поверхневих дефектів, підвищення пластичності
Електротехнічна листова	Знеуглецювання до вмісту вуглецю менше 0,01%, розкислювання, підвищення засвоєння легуючих сплавів	Зменшення тривалості відпалу, поліпшення магнітних властивостей
Для труб	Зменшення кількості оксидних включень	Зменшення кількості макродефектів
Для дроту	Те ж	Підвищення пластичності
Рейкова	Видалення водню	Спрощення термообробки
Конструкційна вуглецева	Зменшення кількості оксидних включень	Зменшення кількості макродефектів, підвищення пластичності
Конструкційна низьколегована	Розкислювання, зменшення кількості неметалевих включень, видалення водню	Зменшення кількості макродефектів, регулювання розмірів зерен, підвищення чистоти
Підшипникова	Зменшення кількості оксидних включень	Підвищення довговічності при коченні, зменшення кількості макродефектів
Пружинна	Зменшення кількості оксидних включень, видалення водню	Підвищення міцності від втомлюваності
Інструментальна	Те ж	Те ж
Корозійностійкі сталі	Знеуглецювання, підвищення засвоєння хрому	Зменшення кількості поверхневих дефектів
Сталі для лиття і поковок	Видалення водню	Запобігання утворенню раковин



1 - радіаційний рекуператор; 2 - пальник; 3 - пристрій для керування вентилятором і допоміжним устаткуванням; 4 - візок

I - подача підігрітого повітря для горіння; II – відведення димових газів; III – витяжка

Рисунок 2.23 - Схема устаткування для нагрівання футеровки ковшів у вертикальному (а) і горизонтальному (б) положеннях

У періоди між плавками футеровку ковша підігрівають на спеціальних стендах (рисунок 2.23). Перед заливкою металу доцільно нагрівати футеровку до 800-1200°C. Високоякісні вогнетриви, проміжні ремонти торкретуванням, оптимальні режими теплової роботи футеровки ковшів можуть забезпечити зниження споживання ковшової цегли до 4 кг/т сталі і нижче.

Для ефективної позапічної обробки, підвищення стійкості сталерозливних ковшів необхідно запобігати попаданню пічного шлаку у ківш.

2.10 Відсікання і виявлення шлаку при випуску металу з конвертера

Попадання пічного (конвертерного) шлаку у ківш приводить до підвищеного угару елементів розкислювачів і легуючих, забруднення сталі неметалевими включеннями, можливого переходу фосфору зі шлаку в метал, знижує ефективність процесів десульфурзації при обробці, зменшує стійкість футеровки ковша.

При нахилі конвертера для випуску металу шлак може попадати у сталерозливний ківш на початку випуску. Щоб уникнути цього, сталевипускний отвір закривають зовні пробкою. При повороті конвертера для випуску металу пробка перешкоджає витіканню шлаку, а при контакті з рідким металом вона випадає або пропалюється, і сталь надходить у ківш без шлаку.

Для відділення металу від шлаку на початку і в кінці випуску застосовують здатність шлаку згущуватись за рахунок присадок, які сприяють його згортанню і затвердінню, наприклад, коксу або графіту. В результаті знижується вміст заліза у шлаку, він згущується і в меншій кількості потрапляє у ківш.

Надійним технологічним прийомом відсікання шлаку є неповний випуск металу з конвертера. Зрозуміло, що в цьому випадку дещо знижується продуктивність сталеплавильного агрегату.

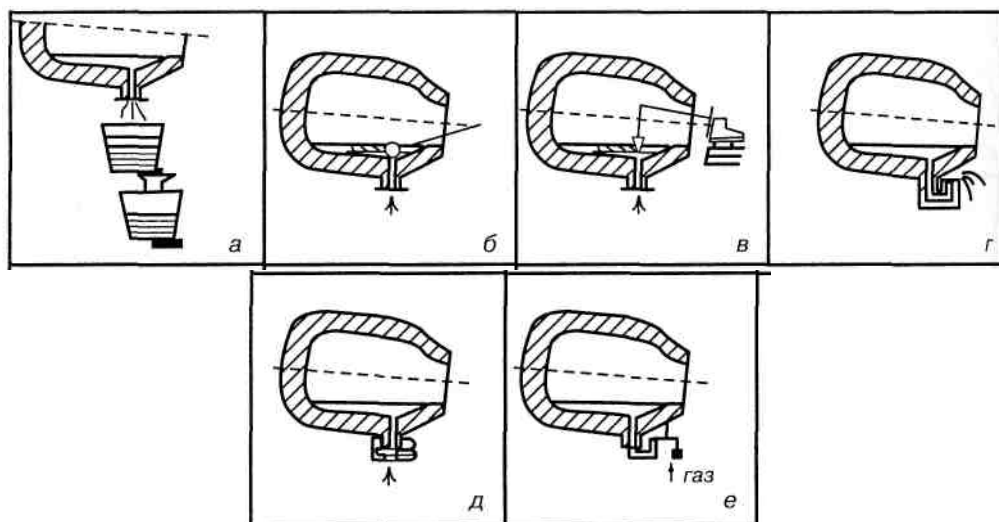


Рисунок 2.24 - Способи відсікання шлаку при випуску металу з конвертера

На рисунку 2.24 наведені інші способи відсікання шлаку. Один із них передбачає випуск сталі через проміжний ківш (рисунок 2.24, а). Широко використовують вогнетривкі плаваючі кулі і стопори (рисунок 2.24, б і 8.25, в). Їх розміри і масу добирають так, щоб вони занурювались у шлак, плаваючи над металом. Такі поплавки забезпечують автоматичне перекриття випускного отвору відразу після закінчення випуску металу і суттєво скорочують кількість шлаку, що надходить у сталерозливний ківш зі сталлю.

Один із пристроїв для відділення шлаку від металу при випуску з конвертера являє собою футерований канал типу сильфона, через який стікає зливаний метал (рисунок 2.24, г). Форма і конструкція його такі, що статичний тиск порції металу, яка знаходиться в ньому після випуску, підтримується у рівновазі із статичним тиском шлаку, що рухається слідом за рідким металом.

Для запобігання попадання шлаку при зливанні металу сталі можуть використовувати і шиберні затвори (рисунок 2.24, д). Розповсюдження одержав пневматичний стопор (рисунок 2.24, е). При появі шлаку поворот замикаючого пристрою забезпечує перекриття сталевипускного отвору як механічно, так і газом, що подається у сталевипускний отвір. Застосовуваний пристрій надійний в роботі і знаходить широке використання.

Вирішуючи задачу відсікання шлаку при випуску, необхідно об'єктивно і швидко визначати момент появи шлаку. Порівняно з візуальними спостереженнями за випуском більш точні і надійні результати дають спеціальні пристрої, що дозволяють виявляти шлак у витікаючому струмені металу.

Надійним і освоєним у практиці є електромагнітний індикатор шлаку. В конвертері два індуктори розташовують у футеровці сталевипускного отвору з обох боків контрольованого потоку.

При пропусканні струму певної частоти через один з індукторів в другому наводиться ЕРС індукції. Величина останньої залежить від магнітної проникності середовища. Тому поява шлаку в струмені металу приводить до зміни ЕРС індукції, що фіксується приладом контролю і є сигналом для

відсікання шлаку (рисунок 2.25 і 2.26).

Ефективні результати дає поєднання роботи електромагнітного індикатора шлаку і пневматичного його відсікання. В цьому випадку кількість шлаку, що потрапляє у ківш, не перевищує 0,4%, при звичайній практиці - 0,5-1,5%.

2.11 Сучасні технології розкислювання і легування сталі

До кінця продувки в металі залишається деяка кількість кисню. Його концентрація і активність до моменту випуску металу із конвертерного агрегату визначається складом металу (передусім, вмістом вуглецю) і шлаку (в основному активністю оксидів заліза), температурою ванни.

Майже весь кисень, що міститься в металі, знаходиться в розчиненому стані, а вміст оксидних неметалевих включень у цей період плавки дуже незначний. Уявлення про концентрацію кисню в кінці плавки в конвертерному агрегаті дає рисунок 8.28.

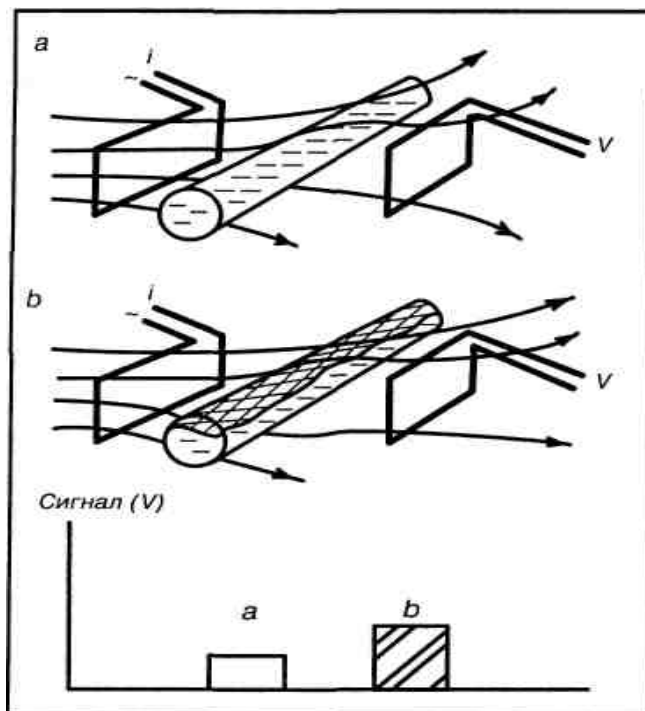


Рисунок 2.25 - Принцип дії індикатора шлаку

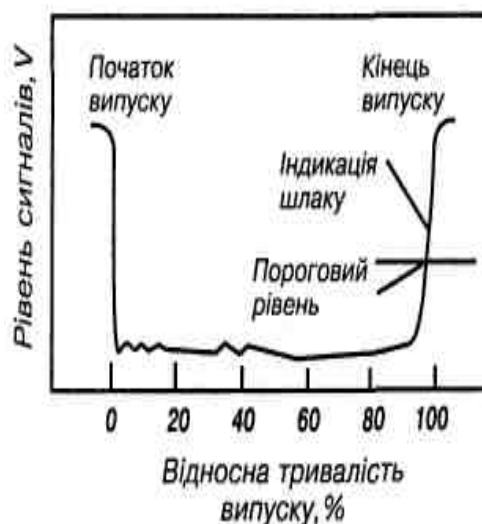
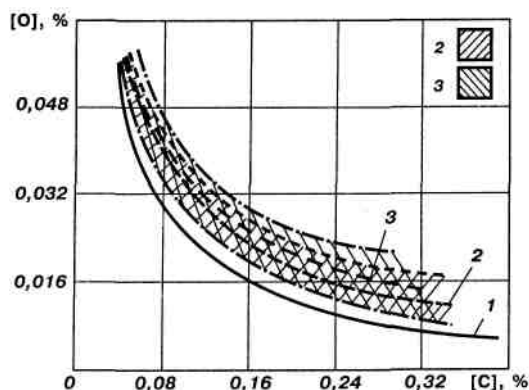


Рисунок 2.26 - Зразок запису вихідного сигналу виявлення шлаку у струмені сталі

Щоб уникнути негативного впливу кисню на властивості сталі, його концентрацію в рідкому металі знижують нижче межі розчинності навіть в охолодженому стані.

Розкислювання (процес зниження вмісту розчиненого в рідкій сталі кисню) найчастіше проводять присадкою елементів, які реагують з киснем і зв'язують його в міцні оксиди (осаджуючий метод). Застосовують також розкислювання при зниженому тиску (у вакуумі), коли розкислююча здатність вуглецю при низькому тиску значно збільшується.



1 - рівноважна крива, 2 - мартенівський процес, 3 - киснево-конвертерний процес

Рисунок 2.27 - Зміна концентрації кисню в металі перед розкислюванням залежно від вмісту вуглецю при різних варіантах сталеплавильних процесів

За ступенем розкисленості розрізняють киплячу сталь із вмістом розчиненого в ній кисню 0,02-0,05%, напівспокійну з концентрацією кисню 0,008-0,010% і спокійну, в якій практично весь розчинений кисень зв'язаний введеними розкислювачами (концентрація кисню 0,002-0,006% і менше).

При додаванні елемента-розкислювача R у розплав, що містить кисень, утворюється продукт розкислювання R_xO_y , який може бути газоподібним, рідким або твердим. У разі рідких або твердих продуктів розкислювання, чиста

фаза R_xO_y практично не утворюється. Оксид може виділятися у вигляді з'єднання $(FeO \cdot R_xO_y)$, або в суміші оксидів $(FeO + R_xO_y)$.

В загальному вигляді процес розкислювання може бути представлений рівнянням:



При цьому, як уже відзначалося, слід враховувати перебіг реакції



Константа рівноваги реакції:

$$K = \frac{a_{R_xO_y}}{a_R^x \cdot a_O^y} = \frac{f_{R_xO_y} \cdot (\%R_xO_y)}{f_R^x \cdot f_O^y [\%R]^x [\%O]^y}, \quad (2.30)$$

де f - коефіцієнти активності елемента-розкислювача, кисню і продукту розкислювання, відповідно;

$[\%R]$, $[\%O]$ і $(\%R_xO_y)$ - концентрація елемента-розкислювача, кисню і продукту розкислювання, відповідно.

Тоді:

$$[O] = \sqrt[y]{\frac{f_{R_xO_y} \cdot (\%R_xO_y)}{f_O^y \cdot f_R^x [\%R]^x \cdot K}}. \quad (2.31)$$

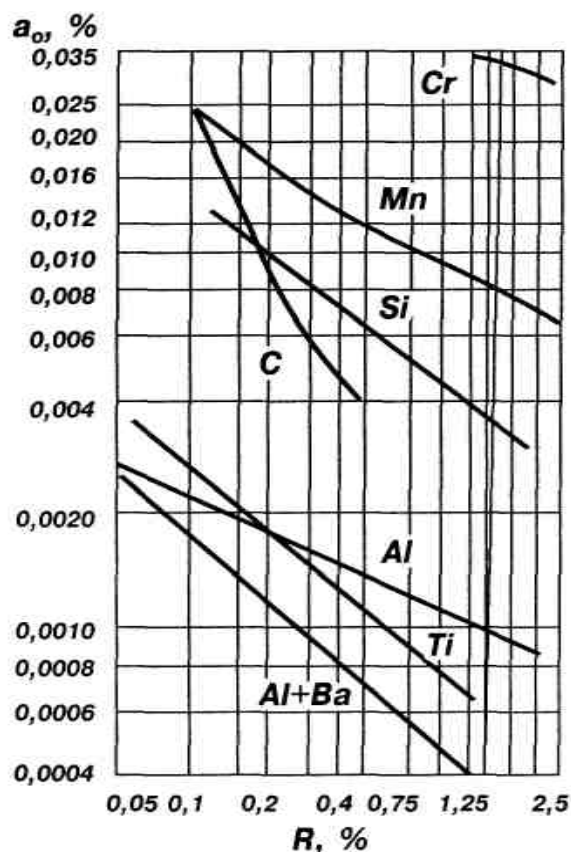


Рисунок 2.28 - Вплив концентрації елемента-розкислювача на активність кисню в металі

Із рівняння 2.31 випливає, що вміст розчиненого кисню після розкислювання тим нижчий, чим менша активність продукту розкислювання, що утворюється, чим більша активність елемента-розкислювача, коефіцієнт активності розчиненого кисню і константа рівноваги реакції розкислювання.

Розкислювальна здатність окремих елементів визначається тим, яка активність кисню може бути досягнута в металі у рівновазі з певною концентрацією даного елемента при певній температурі. На рисунку 2.28 наведена діаграма, що показує розкислювальну здатність деяких елементів при температурі 1600 °C і вплив концентрації елемента-розкислювача на активність кисню в металі. Абсолютні рівноважні значення активності кисню у разі розкислювання титаном і алюмінієм досить малі.

Для розкислювання і легування сталей масового виробництва застосовують феромарганець, феросиліцій, силікомарганець і алюміній. За типовою технологією кускові (30-50 мм) FeMn, FeSi і SiMn досаджують на струмись металу під час випуску. Феросплави починають вводити після наповнення металом 1/5 - 1/3 висоти ковша і закінчують після заповнення металом 1/2 - 2/3 висоти. Вміст вуглецю в металі коригують присадкою кускових вуглецевмісних матеріалів. При цьому максимально використовується енергія падаючого струменя для затоплення феросплавів, вуглецевмісних матеріалів і рівномірного розподілу елементів в обсязі ковша.

Для глибокого розкислювання сталі необхідно забезпечити в ній вміст залишкового алюмінію звичайно в межах 0,02-0,06 %. Хоча залізо і алюміній в розплавленому стані є взаєморозчинними компонентами, проте введення і рівномірний розподіл алюмінію в рідкій сталі представляють певні труднощі через різницю густини рідкої сталі й алюмінію і спливання кусків останнього вгору. При цьому необхідно максимально зменшити взаємодію алюмінію зі шлаком і повітрям.

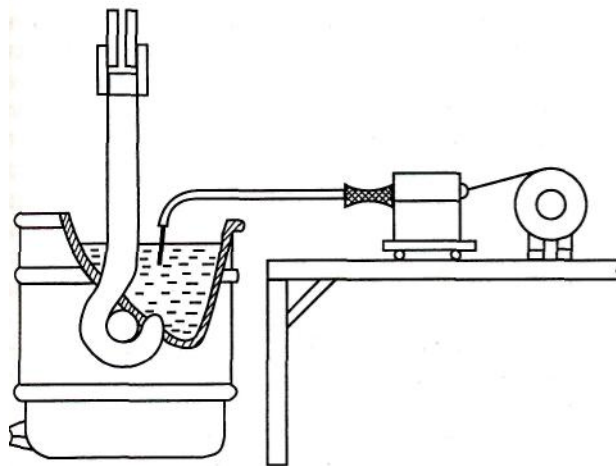


Рисунок 2.29 - Схема введення алюмінієвого дроту вглиб металу

Для підвищення і стабілізації засвоєння алюмінію в сталі застосовують, зокрема, різні методи його обважнювання. Після випуску плавки, обважнену додатковим вантажем наважку алюмінію за допомогою крана або спеціального пристрою заглиблюють у розплав при одночасній або подальшій продувці металу у ковші інертним газом. Залишковий вміст алюмінію стабілізується, а

засвоєння підвищується в 1,2-1,5 рази. Застосовують також занурення алюмінієвих чушок за допомогою сталевих штанг. У просвердлені алюмінієві чушки вставляють штанги і опускають на дно ковша. Алюміній знаходиться в зануреному в рідкий метал стані до повного розчинення. Засвоєння алюмінію стабілізується в порівнянні з присадкою чушок у ківш під струмінь.

У вітчизняній практиці і за кордоном широко застосовують розкислювання алюмінієвим дротом, що подається з великою швидкістю (до 500 м/хв) через шлак углиб металу (рисунки 2.29).

При цьому, як правило, для рівномірного розподілу алюмінію, спливання неметалевих включень і вирівнювання температури сталь продувають у ковші інертним газом. Введення алюмінію у такий спосіб підвищує його засвоєння до 60-80%.

Розроблений спосіб введення алюмінію шляхом «вистрілювання» кулями з пневматичної гармати - ABS (АБС) процес (Aluminium Bullet Shooting).

Контрольні питання

1. Що забезпечує застосування позадоменної десульфуратії чавуну?
2. Що вносить найбільшу кількість сірки в чавун?
3. За якою реакцією видаляється сірка?
4. Що необхідно для зменшення надходження сірки в доменну піч?
5. Які основні десульфуратори при позадоменній обробці чавуну?
6. Як залежить десульфуратійна здатність різних десульфураторів від температури?
7. Як досягається підвищення ефективності магнію при десульфуратії чавуну?
8. Які особливості десульфуратії чавуну магнієм?
9. Які гази - носії використовують для вдування магнію?
10. Які особливості використання природного газу для продувки магнієм?
11. Які переваги використання порошкового дроту для десульфуратії чавуну?
12. Які особливості позадоменної десульфуратії чавуну кальціймістячими матеріалами?
13. Схема установки для десульфуратії чавуну
14. Переваги використання для десульфуратії вапняку
15. Особливості використання для десульфуратії карбиду кальцію
16. Особливості використання суміші CaC_2 з CaCO_3
17. Які особливості використання суміші на основі вапна?
18. Які особливості використання соди для десульфуратії чавуну?
19. Які особливості позадоменної дефосфатації чавуну?

3. КИСНЕВО-КОНВЕРТЕРНИЙ ПРОЦЕС З ДОННИМ ДУТТЯМ

Оскільки киснево-конвертерний процес з верхньою подачею дуття має ряд недоліків, розглянутих раніше, металурги змушені були шукати шляхи застосування донного кисневого процесу. Перші дослідження по застосуванню технічно чис-

того кисню в конвертерах з дон ним дуттям проводилися в середині сорокових років М.І. Мозговим і співробітниками. В якості захисного середовища в ряді досліджень використовували вуглекислий газ. В ці роки були розроблені і випробувані основні принципи донної кисневої продувки і конструкції фурм із відкритим контуром охолодження типу «труба в трубі», використані пізніше при проведенні різних досліджень.

У 1954-56рр на Ново-Тульському металургійному заводі проводили роботи по продувці чавуну в конвертері знизу через донні фурми, в яких по центральній трубці подавали кисень, а по концентричній щілині - діоксин вуглецю.

З 1960 р. В.Г. Федорович і І.І. Кобеза одержали авторське свідоцтво на спосіб продувки металу киснем через днище у захисній оболонці природного газу.

У промислових умовах задача запобігання активній взаємодії струменів кисню з металом безпосередньо біля виходу із фурм була вирішена в 1967 р. К. Борцманом (фірма "Л'ер Ліквід", Канада) стосовно томасівського процесу шляхом захисту струменів кисню газом, що складається з вуглеводнів. В якості захисного охолоджувача, що оточує струмінь кисню, був використаний природний газ пропан, бутан і ін. Під впливом високих температур вуглеводні, що надходять через щілину між внутрішньою і зовнішньою трубами, дисоціюють $C_xH_y \rightarrow C + (y/2)H_2 - Q$, на що витрачається певна кількість тепла. Разом з киснем у ванну вдувають порошкове вапно. Цей широко розповсюджений процес одержав назву ОВМ (по перших буквах слів Oxygen Bottom Maxhutte - кисень, днище, Максхютте).

Французькі фірми "Loire-Creusot", "Wendel-Sideler", "Sprunck" розробили різновид процесу ОВМ, в якому замість природного газу використовують рідке паливо. Цей процес одержав назву LWS по перших буквах найменувань фірм-розробників. Подальший розвиток процес з донною продувкою одержав у 1971 р. у США на заводі фірми "United States Steel Corp", де був запроваджений спосіб переробки передільного чавуну з зупинкою продувки на заданому вмісті вуглецю. Була також передбачена система введення у струмінь кисню меленого вапна і підведення нейтрального газу для продувки фурм з метою запобігання затікання в них металу при зупинці продувки. Цей процес одержав назву Q-BOP, де індекс Q, утворений від першої букви англійських слів quiet (спокійний), quick (швидкий), quality (якісний). Таким чином, було відзначено, що новий процес відрізняється від звичайного процесу з продувкою зверху більш спокійним перебігом плавки, більш високою швидкістю рафінування і дозволяє одержувати більш якісний метал.

Головним елементом у цих процесах є донна фурма, виготовлена із двох співвісних : по внутрішній подають кисень, а по кільцевому зазору між внутрішньою і зовнішньою трубами - горючий газ або паливо.

На відміну від процесу продувки киснем зверху, при донному дутті:

1) збільшується вихід рідкої сталі на 1-2% через зменшення випару заліза і вмісту оксидів заліза в кінцевому шлаку;

- 2) зменшується димовиділення (випар заліза й оксидів заліза) у два-чотири рази, що, в свою чергу, полегшує газоочистку;
- 3) зменшується частка брукху в шихті на 10-15% внаслідок меншого окислювання заліза і більшої кількості газів;
- 4) існує можливість підвищення інтенсивності продувки, отже продуктивності конвертера, приблизно на 10-20%;
- 5) знижується поглинання азоту дуття внаслідок зменшення температури в зоні взаємодії кисню і металу;
- 6) з'являється можливість зменшення висоти цеху, отже, знижуються капітальні витрати.

Бурхливий розвиток процесу був обумовлений заміною з 1967 р. томасівських конвертерів і застарілих мартенівських печей конвертерами з донною киснево-паливною продувкою. Припускали, що це вимагатиме значно менших капітальних витрат, ніж будівництво нових конвертерів з верхнім кисневим дуттям.

Явні переваги в порівнянні з процесом верхньої продувки - більш високі продуктивність і вихід рідкої сталі, спокійний перебіг плавки, можливість більш інтенсивної продувки, стабільніше протікання процесу, менші капітальні витрати на будівництво цеху, можливість одержання сталі з низьким вмістом вуглецю сприяли тому, що конвертери з донною продувкою почали встановлювати не тільки при реконструкції томасівських цехів, але й при спорудженні нових киснево-конвертерних цехів.

Захисний газ відіграє подвійну роль: по-перше, на початковій ділянці (на виході з фурмами) він дисоціює, поглинаючи тепло, тобто є охолоджувачем; по-друге, газ, будучи відновником, запобігає окислюванню заліза киснем, що вдувається, безпосередньо біля фурм. При зворотних ударах між киснем і футеровкою утворюється шар захисного середовища, що запобігає зносу футеровки. За таких умов у зоні фурм не розвивається надто висока температура, а тому не спостерігається інтенсивного зносу фурм і днища вже при витратах палива 5% від витрат кисню.

Такий захист кисневого струменя виявився дуже ефективним. При заміні повітряного дуття газокисневим у томасівських конвертерах фірми "Максхютте" стійкість днищ підвищилася з 50 до 200 плавок. На деяких заводах Франції, Бельгії та інших країн така заміна дозволила довести стійкість днища томасівських конвертерів до 300 плавок і більше. Це є серйозним науково-технічним досягненням, яке дозволило створити новий сталеплавильний процес - киснево-конвертерний з донною подачею дуття.

При донній подачі дуття на 5-7% збільшуються витрати кисню, тому що він частково витрачається на спалювання палива, що вводиться у ванну, а також підвищується вміст водню в сталі приблизно на 1,0-1,5 см /100г. Тому при виплавці флокеночутливих сталей наприкінці плавки протягом 15-30 хв. продувку необхідно вести киснем, замінивши паливо аргонном, або лише аргонном. Інколи для короткочасної продувки ванни наприкінці її використовують більш дешевий азот. Перехід азоту в метал при такій продувці за короткий проміжок часу практично непомітний, особливо у випадку

продувки низьковуглецевого металу. Донна продувка також дещо погіршує шлакоутворення.

Високі технологічні показники процесу в поєднанні з широкою його рекламою спонукали деякі закордонні фірми прийняти рішення про будівництво нових цехів з конвертерами донного дуття чи реконструкцію мартенівських цехів. У Бельгії і

Японії побудували два цехи з великими конвертерами. В інших випадках конвертери донного дуття встановлювали в реконструйованих цехах. Загальна потужність цих конвертерів в 1978 році складала 35 млн. т; або 7% від загального виробництва сталі в конвертерах у 70-80-х роках.

Поява нового процесу, певною мірою, сприяла рішенню проблеми розміщення конвертерів у мартенівських цехах. У різних країнах були реконструйовані чотири мартенівські цехи, в приміщеннях яких замість мартенівських печей встановлені конвертери з донним кисневим дуттям.

Потім будівництво нових конвертерів з донною кисневою продувкою уповільнилось, тому що деякі ускладнення і подорожчання технології та устаткування для підведення дуття знизу (додаткове підведення захисного газу і порошкового вапна) не в усіх випадках компенсувалися перевагами донного способу продувки в порівнянні з продувкою киснем зверху.

Основними причинами цього є зменшення прибуткової частини теплового балансу і, як наслідок, збільшення витрат чавуну, ускладнення устаткування, недостатня гнучкість керування процесами шлакоутворення і рафінування, збільшення вмісту водню в металі, значні витрати на реконструкцію діючих цехів. У 1988 році в промисловості працювало близько 20 конвертерів з донною продувкою потужністю 17 млн. т, в тому числі 12 конвертерів ємкістю 200-250 т.

Прогнози розвитку виробництва в конвертерах донного дуття, побудовані на повідомленнях американських сталеплавильників не виправдалися. Передбачалося, що у 80-х роках в результаті заміни томасівських і мартенівських печей на донні конвертери виробництво сталі за цією технологією складе 400 млн. т. Однак ці прогнози на практиці не підтвердилися. Донна продувка виявилася ефективною лише для виробництва особливо низьковуглецевих сталей, корозійностійких і електротехнічних.

Процеси, що відбуваються при донній продувці, і донині представляють суттєвий інтерес для металургів, пов'язаний з передбачуваною заміною існуючих мартенівських печей на агрегати з донною продувкою і для переділу чавуну різного складу.

3.1 Шихтовий режим

Система подачі матеріалів до конвертерів включає ємкості для прийому матеріалів, з яких вони транспортуються в бункери, встановлені над конвертерами. Матеріали доставляються до ємкостей автомашинами. Металобрухт за допомогою кранів у совках переноситься до конвертерів зі скрапного двору. Рідкий чавун надходить із міксера в заливальний ківш у якому попередньо піддається десульфуратії.

Схема подачі матеріалів у конвертер включає систему підведення кисню й азоту до цапф конвертера, устаткування для подачі палива, бункера з порошковим вапном та іншими матеріалами. Наповнення бункерів, їх спорожнювання, дозування вапна та інших матеріалів, що вводяться в конвертер зі струменем кисню або азоту, виконується автоматично. Система подачі палива складається з резервуара з паливом, насоса і розподільника палива по фурмах.

Основні показники конвертерних процесів із донною і верхньою кисневою продувкою у порівнянні наведені в табл. 3.1

У порівнянні з конвертерами верхньої продувки частка брухту в металевій шихті конвертерів з донним дуттям дещо менша, а частка чавуну більш висока. Це обумовлено незначними кількостями окисленого заліза і ступенем допалювання CO до CO₂.

Розрахунок матеріального балансу, наведений в табл. 3.2, проводили для чавунів складом: 4,2% C; 0,8% Si; 0,8% Mn і 0,15% P. Розрахунок виконаний у ЦНДГЧМ на основі показників 10-тонного конвертера верхнього і донного дуття.

Матеріальний баланс свідчить про більш високий вихід металу при донній продувці набагато менших втратах заліза з газами, що відходять.

Таблиця 3.1 – Основні показники киснево-конвертерних процесів з верхньою і донною продувкою в 250-тонних конвертерах

Показники на 1 т сталі	Конвертер	
	верхнього дуття	донного дуття
Витрати, кг		
чавуну	830,9	830
брухту	298,2	268
металошихти	1129,1	1098
кусового вапна	108	-
порошкового вапна	-	89,3
плавикового шпату	1,2	-
Витрат, м ³		
кисню	56	52,8
азоту	-	20
природного газу	-	4,3
(Fe ₂ O), %	13,2	5,0
кількість шлаку, кг	166,6	121,5
[C] в кінці продувки, %	0,1	0,1
викиди, кг	15	112
кількість заліза у викидах, %	60	60
кількість металу в каміні, кг	16,9	13,3
кількість пилу в газах, що відходять, кг	14,6	4,5
вміст заліза у пилу, %	75,1	84
вихід придатного металу	88,6	91,1

3.2 Дуттьовий режим

Продувку знизу газовими струменями вивчали ще відповідно до процесів донного повітряного дуття - бесмерівського і томасівського. Так само, як і при продувці зверху в агрегатах з донним дуттям (кисневим чи повітряним) в реакційних зонах утворюються значні газові обсяги. Довжина реакційної зони металу, що продувається знизу, дещо більше ніж при верхньому дутті, що пов'язано, в основному, зі співвідношенням напрямків векторів архімедових та інерційних сил газового потоку. Якщо в першому випадку вектори взаємно протилежні, що гальмує проникнення газового струменя в метал, то при донній продувці вони спрямовані в один бік. Однією з найважливіших задач при конструюванні відповідних агрегатів є вибір співвідношення між розмірами конвертерної ванни і параметрами дуттьового режиму. Він може бути здійснений за допомогою виразів для розрахунку параметрів зони взаємодії газових струменів з ванною металу. Для конвертерів з донним кисневим дуттям методики розрахунку дуттьових пристроїв розроблені в меншій мірі, ніж для верхнього дуття, тому що практичного досвіду накопичено недостатньо.

Як видно з рисунок 3.1, фази через фурми, встановлені у днищі конвертера 1, по трубопроводах, що проходять через порожню цапфу 2, подаються від розподільника 6.

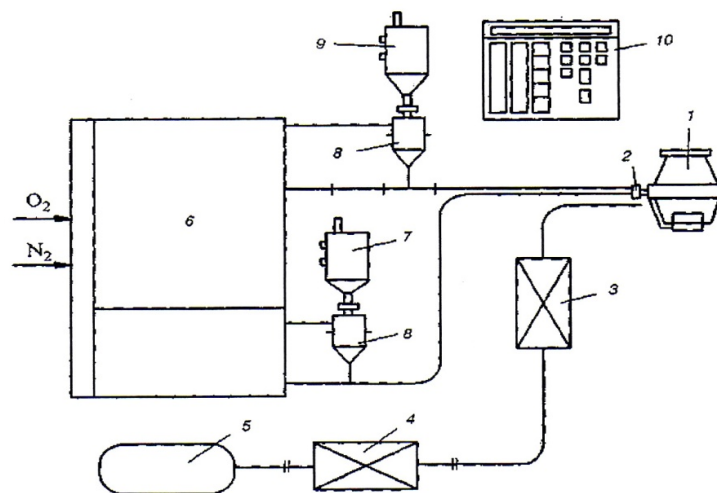


Рис.3.1 *Схема подачі продувних фаз у конвертер донного кисневого дуття*

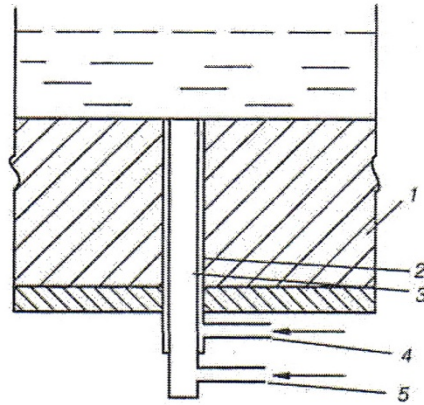


Рис. 3.2 *Схема фурми для подачі продувних засобів у конвертер донного кисневого дуття:*

1 – днище; 2,3 – зовнішня сталеві і внутрішня мідна концентричні труби; 4,5 – трубопроводи

Кисень по трубопроводу підводиться до розподільника, що регулює його витрати, а потім надходить до продувних фурм. Порошкове вапно подається з бункера 9 через дозатор 8, ежектується в кисневий потік і разом з ним вдувається в конвертерну ванну. Захисним середовищем служить рідке паливо, що з цистерни 5 за допомогою насосів 4 через розподільник 3, який оцінює його витрати, надходить до фурм. Азот, що використовується для захисту фурми від згоряння у міжпродувний період, видалення із виплавленої сталі водню і вдування порошкоподібного вуглецю, вводиться у розподільник 6, а від нього надходить до продувних фурм. Порошкоподібний вуглець, що використовується для науглецювання виплавленої сталі безпосередньо в конвертері, з бункера 7 через ваги дозатор 8 ежектується у потік азоту і вдувається з останнім через продувні фурми у ванну. Система подачі продувних фаз оснащена приладами для виміру витрат і тиску, а також підсистемами автоматичного регулювання останніх, розташованими на щиті керування 10.

Фурма для подачі продувних газів у конвертер донного кисневого дуття (рисунок 3.2) встановлюється у футеровці днища 1 і складається з двох концентричних труб: зовнішньої 2 з корозійностійкої сталі і внутрішньої мідної 3. Товщина стінок труб становить 3-5 мм. По внутрішній трубі 3 із трубопроводу 5 у ванну в період рафінування надходить кисень з пилоподібним вапном; у період очисної продувки - азот; у період науглецювання - завислий у потоці азоту порошкоподібний вуглець. По кільцевому зазору в період рафінування по трубопроводу 4 у фурми вводиться захисне середовище, а в інші періоди - азот. У міжпродувні періоди через внутрішню трубу і кільцевий зазор подається азот, що іноді замінюється повітрям. До параметрів дуттьового режиму слід віднести число сопел у фурмі, кут їх нахилу до вертикальної осі, висоту фурми, наближення її до ванни і витрати кисню.

Розміри дуттьової частини фурми визначають за наступною схемою. Щоб уникнути "прострілу" ванни струменем кисню, що вдувається, необхідно, щоб довжина реакційної зони L була менша за глибину ванни h і складала

$$L_1 = k_1 h \quad (3.1)$$

Згідно з експериментальними даними, в період інтенсивного зневоднення $k = 0,65$. З урахуванням цього, отримано вираз для визначення мінімальної кількості фурм у днищі конвертера

$$N_{min} = 0,02 T I_{O_2} / h_s^{3,26} \quad (3.2)$$

T – садка конвертера; I_{O_2} – питома інтенсивність продувки ($\text{м}^3/\text{т хв.}$)

Діаметр кисневого сопла визначають за наближеною формулою

$$d_c = 5,06 \sqrt{T I_{O_2}} P_{поч} \cdot n \quad (3.3)$$

$P_{поч}$ – тиск кисню перед формулою, МПа; n – кількість фурм.

Якщо відомий d_c і, отже, площа перерізу отвору, то можна визначити витрати кисню на одну фурму при заданому $P_{поч}$, а потім – необхідну кількість фурм, що розподіляються рівномірно в межах площі дуття.

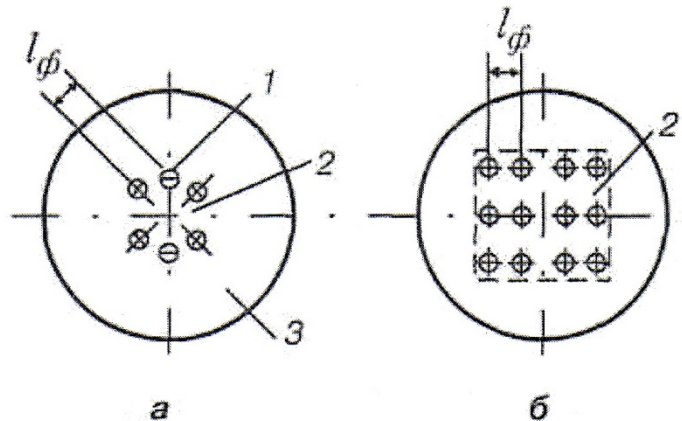


Рис. 3.3. Схема розташування фурм у днищі при донній кисневій продувці

Площа дуття 2 може бути у формі кола (а) чи прямокутника (б) і займати певну частину днища 3 (рисунк 3.3). За межами площі дуття знаходиться циркуляційний переріз, що забезпечує організоване перемішування ванни.

Ванна розташовується нижче рівня фурм при горизонтальному положенні конвертера на повалках конвертерів для добору проб металу (нахил в один бік) чи при випуску (нахил у протилежний бік).

Процесу донної кисневої продувки в конвертері властиві особливості, що відрізняють його від процесу з верхньою продувкою: більше число реакційних зон і значна міжфазна поверхня контакту кисневих струменів з металом, інтенсивне окислювання вуглецю з перших хвилин продувки, низький вміст оксидів заліза у шлаку практично в процесі всієї плавки.

У випадку продувки киснем зверху розосередження дуття досягається збільшенням числа сопел у фурмі і кута нахилу струменів. Однак при цьому важко виключити злиття струменів, що виходять із сопел, при великому їх числі і забезпечити значне роз'єднання окремих реакційних зон в обсязі ванни.

У днищах конвертерів донного дуття легко розміщується значна кількість фурм (сопел) (див. рисунок 3.3), що й забезпечує роз'єднання первинних реакційних зон в обсязі ванни, а також рівномірність газовиділення і перемішування.

Однією із принципових відмінностей донної продувки від верхньої є більша потужність перемішування металеві ванни, що визначає частку кисню, витраченого на окислювання домішок, насамперед, вуглецю, а також низький рівень окисленості шлаку в процесі продувки. Це дозволяє з її використанням виплавляти сталь з особливо низьким вмістом вуглецю, (рисунок 3.4). В агрегатах донного дуття виплавляють, зокрема, нержавіючі марки сталей, коли для продувки використовують суміші окислювального і нейтрального газів.

Потужність перемішування ванни складається з потужності перемішування бульбами оксиду вуглецю і струменями донного дуття.

Потужність перемішування бульбами оксиду вуглецю

$$N = P_0 V_0 \frac{T}{\dots} \ln \left(1 - \frac{H P_m}{\dots} \right) \quad (3.4)$$

де P_0 - атмосферний тиск;

V_0 - обсяг бульб, що утворюються за одиницю часу при нормальних умовах, м³/хв;

T - температура, К;

H - висота ванни над місцем виникнення бульб, м;

P_m - густинність рідкого металу, кг/м

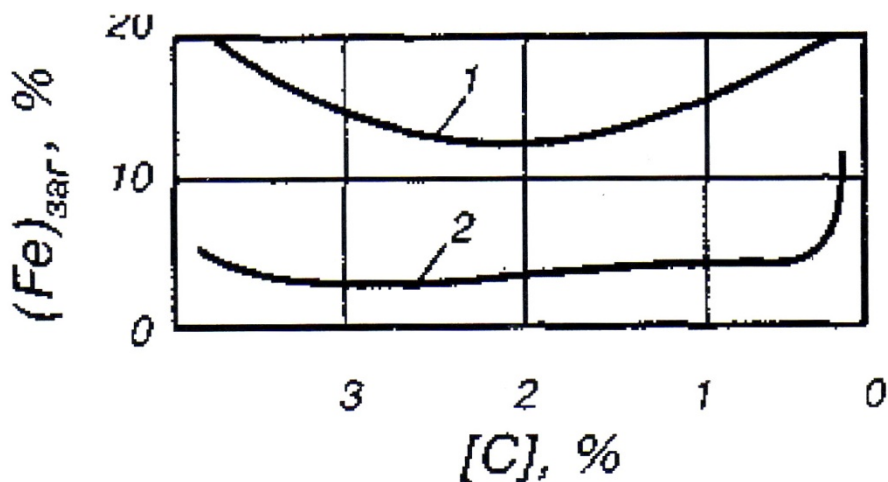


Рис. 3.4 Зміна вмісту $(Fe)_{заг}$ в процесі продувки в конвертерах верхнього (1) і донного (2) дуття

Потужність перемішування бульбами оксиду вуглецю при донній продувці більша, ніж при верхній, оскільки в першому випадку вуглець окислюється в нижній частині ванни, а при верхній продувці - в основному у верхніх її шарах.

При донній продувці зростає і потужність перемішування ванни струменями дуття, оскільки вони пронизують всю глибину металу, в той час як при верхній кисневий струмінь проникає приблизно наполовину висоти ванни

Н. Крім того, при донній продувці газу проходять через більш значну площу поперечного перерізу ванни.

Більша потужність перемішування і розвинена поверхня контакту металу з газом - питома поверхня контакту при донній продувці складає $2 \text{ м}^2/\text{т}$, тобто на порядок більша, ніж при верхній ($0,1-0,2 \text{ м}^2/\text{т}$), - обумовлюють низький рівень парціально го тиску діоксиду вуглецю в газовій фазі, а, отже, і невисоку окисленість шлаку.

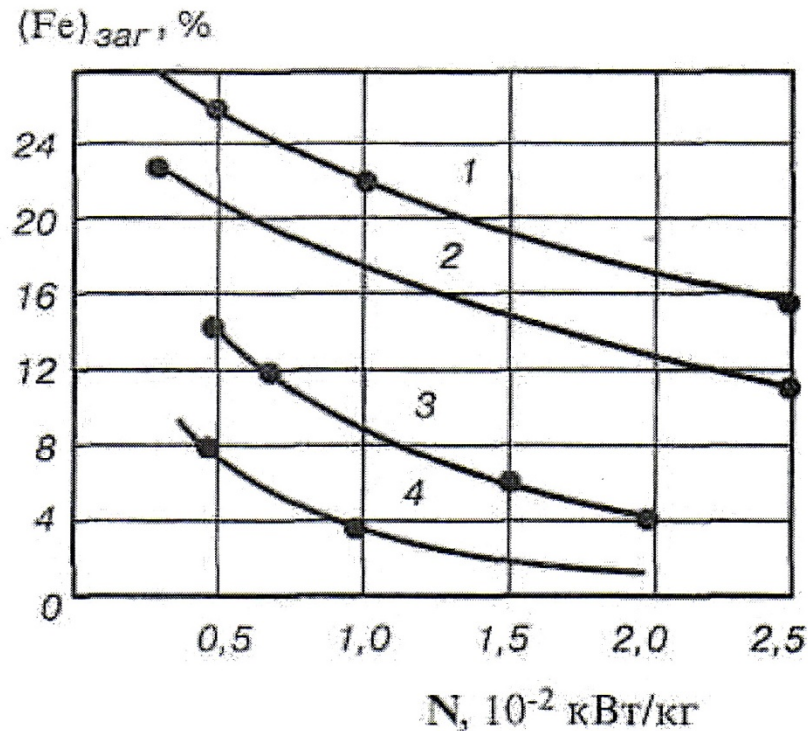


Рис. 3.5 Вплив питомої потужності N перемішування ванни

і кількості донних фурм на вміст заліза у шлаку:

1 - одна фурма; 2 - дві фурми; 3 - три фурми; 4 - чотири фурми

На окисленість шлаку суттєво впливають інтенсивність продувки і число фурм, зі збільшенням яких вміст оксидів заліза у шлаку зменшується (рисунок 3.5). Це пояснюється тим, що зі зростанням інтенсивності продувки підвищується потужність перемішування ванни. Зі зменшенням числа дуттьових фурм при одній і тій же інтенсивності донного дуття збільшуються глибина проникнення струменів у метал і ймовірність пробою ванни, в результаті чого зростає вміст оксидів заліза у шлаку. Вміст CO_2 у конвертерному газі протягом майже всієї продувки не перевищує 4%; лише на початку продувки він складає 5-12%. При верхній же подачі кисню вміст CO_2 у газі, що відходить із конвертера, у початковий період плавки складає, як правило, 15-20%, у середині продувки - 8-12%, отже, при верхній продувці повніше використовується теплота від окислювання вуглецю. Спокійний перебіг продувки, менші втрати заліза із шлаком і пилом, менший вигар феросплавів у зв'язку з більш низькою окисленістю металу (витрати феромарганцю знижу-

ються на 0,05-1,0 кг/т, алюмінію - на 0,12-0,35 кг/т) забезпечують, у порівнянні з верхньою продувкою, більш високий (на 0,5-1,0%) вихід придатної сталі.

Більш спокійному перебігу продувки при донному дутті сприяє також менша глибина спокійної ванни H_0 і поглинання основної частини кисню дуття в нижніх шарах ванни. Гідродинаміка ванни конвертерів з подачею кисню знизу близька до гідродинаміки ванни при донній парокисневій продувці, що теж характеризується спокійним перебігом процесу і вищою інтенсивністю.

3.3 Тепловий режим

За допомогою розрахунків теплового балансу встановлено, що надлишок теплоти у ванні при верхній продувці, в порівнянні з донною, коливається в межах 2500- 5000 кДж/100 кг. У цьому випадку частка брукхту в металевій шихті конвертерного процесу з верхнім дуттям на 2-4% більша, ніж при донній продувці, що є недоліком останньої.

Прибуткова частина теплового балансу складається із двох статей: ентальпії рідкого чавуну і теплоти екзотермічних реакцій окислювання домішок металу, частини заліза і шлакоутворення. На долю реакцій окислювання вуглецю доводиться більше половини всього хімічного тепла процесу. Ентальпія чавуну і теплота хімічних реакцій приблизно однакові, тому роль температури чавуну важлива.

Видаткова частина теплового балансу складається з таких основних статей: ентальпії рідкої сталі втрат у вигляді корольків, викидів; ентальпії шлаку, газів, пилу в димі, витрати теплоти на дисоціацію твердого окислювача, втрат теплоти через горловину і футеровку і на нагрівання води у фурмі.

При донній продувці коефіцієнт використання теплоти вуглеводнів досить низький, (9-19%). Тому застосування в якості палива рідких і газоподібних вуглеводнів (без допалювання CO і H_2 у порожнині конвертера) економічно і технологічно недоцільне, тому що приводить до утворення настилів на днищі біля сопел, збільшення кількості газів, що виділяються із ванни, її спучування і можливості викидів. Витрати палива повинні бути оптимальними (близько 0,05 кг/кг O_2), що забезпечує високу стійкість днищ і зниження інтенсивності пилоутворення.

Цього тепла повинно бути досить для запобігання швидкого руйнування фурм і частин днища, що прилягають до них. Звичайні витрати природного газу, який складається, в основному, з метану, становить 6-7% від витрат кисню, витрати пропану - 3,5%). Вуглець водень, що утворюються при розкладанні вуглеводнів, частково згоряють і частково розчиняються в металі. Виходячи з ванни, водень і монооксид вуглецю виносять із собою частину теплоти. Розрахунки показали, що надходження тепла від часткового згоряння в ділянці фурм вуглецю і водню менше, ніж витрати його на нагрівання і розкладання вуглеводнів і на збільшення втрат теплоти з газами, що відходять.

Витрати теплоти на нагрівання рідкої сталі приблизно однакові для всіх конвертери процесів, а витрати теплоти, що йде на нагрівання шлаку, залежать від кількості шлаку, що утворюється. Втрати теплоти з газами, що відходять, визначаються складом дуття. В основному конвертері з донною продувкою металу

повітрям (томасівському) утворюється значні кількість шлаку і витрати теплоти на його нагрівання значні. Введення з киснем у конвертер палива в газоподібному чи рідкому стані дозволяє збільшити надходження тепла у ванну.

В усіх різновидах процесів донної продувки частка брукхту в металевій шихті на 2-3% нижча, ніж при верхній. Це узгоджується з розрахунками теплових балансів плавки, у яких необхідно врахувати, що в плавках з верхнім дуттям, у порівнянні з нижнім, дещо збільшуються деякі статті витрат теплоти (на випар заліза або FeO , на нагрівання води у фурмі), це компенсується підвищенням ряду статей надходження тепла. До них належать: виділення теплоти при конденсації парів заліза і FeO , їх окислюванні до Fe_2O_3 , збільшенні вмісту окисленого заліза у шлаку у вигляді FeO і Fe_2O_3 , додатковому спалюванні CO до CO_2 .

Продувка нейтральним газом через днище добре усереднює хімічний склад і темпер; туру ванни й одночасно сприяє прискоренню реакцій за рахунок збільшення поверхонь взаємодії фаз, потужності перемішування ванни і наближає концентрації елементів до рівноважних. У цьому випадку створюються більш сприятливі, ніж при верхній продувах умови для допалювання в порожнині агрегату оксиду вуглецю, що виділяється з ванн/корисного використання теплоти допалювання.

В агрегатах з донним дуттям, у яких кисень вводиться у ванну в оболонці палива утворюється шлак зниженої окисленості, що гальмує шлакоутворення. Продувка зверху, навпаки, сприяє підвищенню (FeO). Судячи з результатів досліджень, задачу підвищення брукхту в шихті більш ефективно можна вирішити в конвертерах з комбінованою донно-верхньою продувкою киснем, використовуючи різні способи підвищення частки брукхту в металошихті.

Термодинамічні і кінетичні особливості донної кисневої продувки обумовлюють більш низькі концентрації розчиненого в металі кисню, ніж при верхній. При низькому вмісті вуглецю вони або відповідають рівноважним значенням при $P_{\text{CO}}=0,1$ МПа, або нижче їх. Це пояснюється тим, що в результаті утворення водню при розкладанні захисного палива змінюється склад газової фази. Знижуються парціальний тиск CO у бульбах газів і, отже, рівноважна з вуглецем концентрація розчиненого кисню.

Вітчизняними і зарубіжними дослідженнями встановлено, що при донній продувці, у випадку вдування порошкоподібного вапна, існує можливість припиняти продувку при високому вмісті вуглецю при досить повному видаленні фосфору.

Умови десульфурзації при донній продувці сприятливіші, ніж при верхній. Це пов'язано етичними і термодинамічними особливостями процесу, а також значним розвитком поверхні контакту між газоподібним киснем, з одного боку, і металом і шлаком - з іншого.

При донній продувці киснем, у порівнянні з верхньою, поліпшуються умови плавлення і засвоєння великовагового металобрукхту, можливості інтенсифікації процесу. Припустиме зсування великих кусків брукхту. Витрати захисного середовища повинні бути оптимальними, щоб, забезпечуючи ефективний захист днища, не викликати надмірних витрат палива. Ефективний захист досягається при мінімальному змішуванні потоків кисню і захисного

середовища. Питомі витрати одного газу, пропану і мазуту, які використовуються як захисне середовище, становить відповідно 0,4-0,5; 0,2-0,3 м³/т сталі і 2,5-3,0 кг/т. Витрати захисного середовища на щенку для даної садки агрегату визначаються з виразу

$$V_{\text{зах}} = V_3 - T \quad (3.5)$$

V_3 - питомі витрати захисного середовища, м³/т сталі.

Важливим є питання про доцільність введення палива в конвертер не тільки для підвищення стійкості днищ і зменшення димовиділення, але також для збільшення надходження тепла у ванну і можливостей збільшення переробки брухту.

Використання в процесі продувки в якості палива газоподібних і рідких вуглеводнів у кисневих конвертерах з донною подачею дуття без допалювання оксиду вуглецю і водню в порожнині конвертера економічно і технічно недоцільне. Витрати цих палив при донній продувці повинні обмежуватися мінімальними значеннями, що забезпечують досить високу стійкість днищ і зменшення пилоутворення.

Однією з суттєвих переваг донної продувки є зменшення пиловиділення і, відповідно, підвищення виходу придатного. Зниження рівня пиломісткості складає 75 - 80% у порівнянні зверхньою продувкою киснем. На основі цих даних можна зробити висновок, що збільшення виходу придатного тільки в результаті зниження пиломісткості газів, що відходять, повинне скласти 0,7-0,8%. Однак промисловий досвід експлуатації конвертерів донного дуття вивіз більш низькі значення зниження пиломісткості газів, що відходять. Так, за даними заводу "Gary" (США), збільшення виходу сталі в результаті зменшення пилоутворення складає 32%. За даними японських металургів, у 230-тонних конвертерах донного дуття кількість пилу в газах, що відходять, складає 2,5-4 кг/т сталі, а в 230-тонних конвертерах ЛД 7-10 кг/т сталі.

Зменшення пиловиділення при донному дутті, в порівнянні з верхнім, визначається трьома факторами: відсутністю на початку і в кінці продувки відкритих реакційних зон, зменшенням температури реакційних зон внаслідок ендотермічного розкладання вуглеводнів палива і збільшенням фільтрації від пилу газів, що відходять.

Основним фактором зниження пиловиділення є ендотермічне розкладання вуглеводнів що знижує температуру реакційної зони і, отже, тиск парів заліза і його оксидів і швидкість випаровування.

Суттєвим фактором зменшення пилоутворення при донній продувці є фільтрація газів, що відходять, шаром металу і шлаку.

3.4 Технологічні взаємозв'язки

При продувці через дно, в порівнянні з продувкою зверху, дещо змінюється перебіг вищій окислювання вуглецю, марганцю і фосфору, а також окисленість ванни, спостерігається інший характер пилоутворення, зростає інтенсивність перемішування, збільшується поверхня контакту газ-метал.

Окислювання кремнію при донній продувці з застосуванням кускового і порошкового вапна відбувається в перші ж хвилини і так само, як і при верхній,

визначається теплом подачі кисню (рисунок 5.6, а, б). У період інтенсивного знекремлювання, коли температура процесу відносно низька, швидкість окислювання марганцю невелика - 0,06 - 0,010 %/хв. При верхній продувці цей період характеризується більш високою швидкістю окислювання марганцю - 0,10-0,25%/хв. Пояснюється це тим, що при донній продувці з перших хвилин починається інтенсивне окислювання вуглецю завдяки більшій міжфазній поверхні контакту кисню з металом і наявності кількох (по числу фурм) високотемпературних зон. В результат цього протягом 20-25%) усього часу продувки частка кисню, що йде на окислювання марганцю, складає при верхній продувці 7-12%), тоді як при донній - лише 2-7%. Тому вже у початковий період донної продувки встановлюється більш високий (на 0,10-0,15% абс.) рівень вмісту марганцю в металі.

При донній продувці змінюються умови окислювання марганцю. Константа рівноваги цієї реакції має вигляд



У певних умовах, що особливо ймовірно для донної продувки, рівноважна з марганцем концентрація кисню в металі, розрахована за виразом

$$\lg K_{\text{Mn}} = \lg(a_{(\text{MnO})}/a_{[\text{Mn}]} \cdot a_{[\text{O}]}) = 12760/T - 5,68, \quad (3.7)$$

стане менше рівноважної з вуглецем, і $[\text{Mn}]$ стане регулятором окисленості металу. Це відбудеться, у першу чергу, при досить низьких вмістах вуглецю і підвищених концентраціях марганцю в металі.

В зоні ж високих концентрацій вуглецю розкислююча здатність марганцю нижча, ніж вуглецю, і він не впливає істотно на окисленість сталі.

В міру зниження швидкості окислювання вуглецю і зростання температури ванни фактором, що визначає поведження марганцю, стає окисленість шлаку, що в процесі донної продувки значно нижча, ніж при верхній (рисунок 3.7). Тому залишковий вміст марганцю в сталі наприкінці донної продувки на 0,10- 0,15% більший, ніж при верхній. Поряд зі зниженням втрат феромарганцю у ковші внаслідок меншої окисленості шлаку це дозволяє знизити його витрати на 20-25%. З цієї ж причини знижуються і втрати алюмінію в ковші і його витрати.

Зниження вмісту оксидів заліза у шлаку і кисню в металі обумовлене значною довжиною шляху часток FeO , що утворюються в первинній реакційній зоні, до шлаку і тим, що в результаті інтенсивного перемішування ванни система метал-шлак у більшій мірі наближається до рівноваги по кисню.

При донній продувці загальний вміст окисленого заліза у шлаку протягом значної частини продувки $(\text{Fe})_{\text{заг}} = 5-7\%$ і підвищується до 10% лише при $[\text{C}] < 0,1\%$ (рисунок 3.7). Ця особливість є перевагою процесу (більший вихід рідкої сталі, менший вигар розкислювачів, менша кількість неметалевих включень), але утруднює шлакоутворення, дефосфорацію, десульфюрацію, що є недоліком процесу.

При використанні кускових шлакоутворюючих матеріалів реакції видалення фосфору і сірки починаються при досягненні вмісту вуглецю в металі близько 0,5-0,6% (рисунок 5.6, а). Це пояснюється недостатньою швидкістю розчинення вапна і формування шлаку в умовах його порівняно невисокої окис-

леності. Видалення основної кількості фосфору відбувається при вмісті вуглецю в металі менше 0,2%, при вмісті фосфору в чавуні 0,05-0,25%. Вміст фосфору в сталі менше 0,025% досягається при вмісті вуглецю нижче 0,05%.

Видалення сірки починається при досягненні основності шлаку не менше 2,0 при вмісті вуглецю в металі 0,5-0,6%; в залежності від початкового вмісту в чавуні ступінь видалення S при вмісті вуглецю менше 0,05% складає 20-40%.

Тому при роботі на кусковому вапні для зниження концентрації фосфору і сірки до необхідного рівня продувку слід вести до вмісту вуглецю менше 0,05%), а для одержання сталі з більш високим вмістом вуглецю проводити на вуглецювання у ковші.

Для одержання середньо- і високовуглецевих сталей із зупинкою продувки на заданому вмісті вуглецю при передільних чавунах широкого поширення набуло вдування вапна через донні фурми у струмені кисню.

При цьому фосфор видаляється не тільки в рідкий шлак, але й у частки вапна безпосередньо в реакційній зоні, збагаченій оксидами заліза.

У зв'язку з цим дефосфорація металу можлива навіть при наявності гетерогенних шлаків, причому рівень дефосфорації металу стає більш високим, ніж це відповідає умовам рівноваги фосфору між металом і рідким шлаком.

При вмісті фосфору в чавуні менше 0,1% режим вдування вапна не має істотного значення. При концентрації фосфору в чавуні 0,15-0,25% його роль форації є застосування спеціального режиму подачі вапна, що забезпечує одержання основності рідкої складової шлаку на рівні 2,8-3,0 і змісту оксидів заліза не менше 10%.

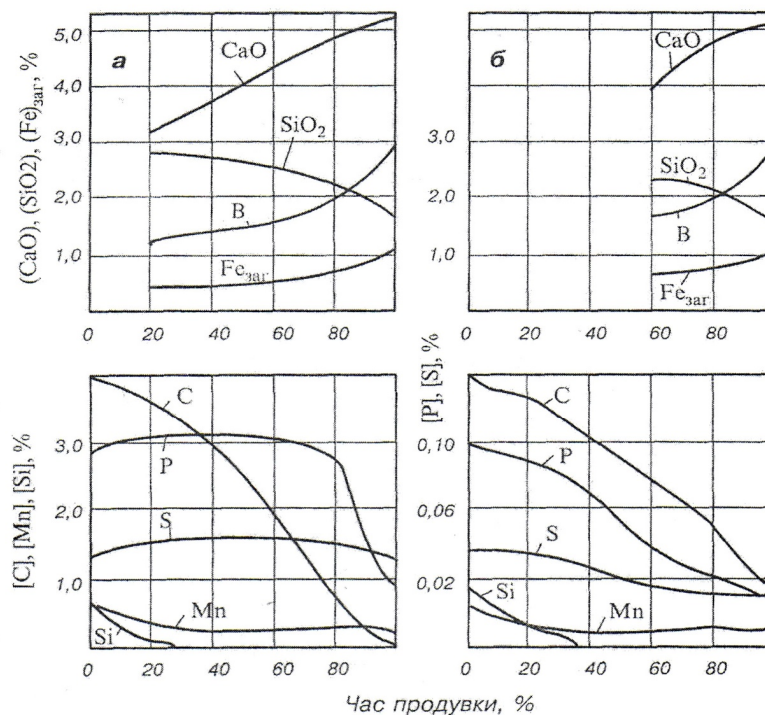


Рис.3.6. Окислювання домішок металу і зміна складу шлаку в процесі донної продувки киснем при застосуванні кускового (а) і порошкового (б) вапна

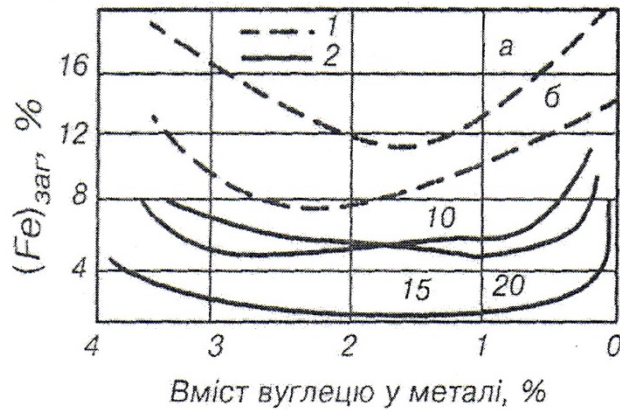


Рис. 3.7. Зміна концентрації оксидів заліза у шлаку $(Fe)_{\text{зг}}$ в процесі продувки в конвертерах: 1, а і 1, б (з верхньою продувкою) - за різними даними, 2 - з донною продувкою (цифри біля кривих - ємність, т)

Значний вплив на окисленість шлаку справляють режим продувки і кількість фурм. Зі зменшенням їх кількості при тих самих параметрах продувки збільшується жорсткість дуття і глибина його проникнення в метал, в результаті чого підвищується окислення шлаку. Вдування порошкового вапна при незмінній інтенсивності подачі кисню внаслідок великого імпульсу двофазних струменів теж викликає збільшення вмісту оксидів заліза у шлаку.

Одержанню шлаків, що мають високу дефосфоруючу здатність, сприяє вдування разом з вапном плавику шпату.

Як показала практика роботи конвертерів донного дуття, при використанні порошкового вапна з зупинкою продувки на заданому вмісті вуглецю стабільно забезпечується низький вміст фосфору в металі - 0,010% (а) і 0,020% (б) при початковому (в чавуні) 0,20%:

Значний вплив на окисленість шлаку справляють режим продувки і кількість фурм. Зі зменшенням їх кількості при тих самих параметрах продувки збільшується жорсткість дуття і глибина його проникнення в метал, в результаті чого підвищується окислення шлаку. Вдування порошкового вапна при незмінній інтенсивності подачі кисню внаслідок великого імпульсу двофазних струменів теж викликає збільшення вмісту оксидів заліза у шлаку.

Одержанню шлаків, що мають високу дефосфоруючу здатність, сприяє вдування разом з вапном плавику шпату.

Як показала практика роботи конвертерів донного дуття, при використанні порошкового вапна з зупинкою продувки на заданому вмісті вуглецю стабільно забезпечується низький вміст фосфору в металі - 0,010% (а) і 0,020% (б) при початковому (в чавуні) 0,20%:

вміст вуглецю, %	до 0,10	0,11-0,30	0,31-0,50	>0,50
частка плавок, %	91.0(а)	47.5(а)	96(б)	80(б).

Процес десульфурзації здійснюється в період вдування порошкового вапна зі: кістю, обумовленою темпом його подачі. Застосування порошкоподібного шпату ра: а з вапном значно поліпшує процес десульфурзації: при вмісті сірки в чавуні 0,050-0,06*1 концентрація її менше 0,020% досягається до кінця вдування вапна і шпату навіть вмісті вуглецю більше 1,5%.

У зв'язку зі значним розвитком поверхні контакту між газоподібним киснем і металом при донній продувці спостерігається більш значне, ніж при верхній, видалення арки в газову фазу: 20% від початкового вмісту сірки в шихті замість 8% при верхній. Завдяки цьому загальний рівень десульфурзації металу досягає 50-60%. При донній продувці з'являються додаткові можливості керування шлакоутворенням. Збільшення витрат донного дуття в 1,5-2 рази дозволяє досить швидко знизити окисленість шлаку рівень спінення ванни, оскільки в цьому випадку інтенсифікується процес перемішування, і, тим самим, попередити викиди. Зменшення витрат донного дуття знижує інтенсивність перемішування, зростає частка кисню, що йде на окислювання заліза у шлак.

Використання порошкового вапна поліпшує переробку чавуну з високим вмістом кремнію і зниженою температурою, і забезпечує більш спокійний перебіг продувки і переробки фізично холодного чавуну з застосуванням порошкового вапна вихід ріщаї сталі становить приблизно на 1% вище, ніж при використанні кускового, в основному завдяки більш спокійному перебігу процесу і зниженню викидів.

Витрати порошкового вапна внаслідок більш повного перебігу реакцій рафінування більшого ступеня його засвоєння, а також меншого виносу металу, ніж при застосуванні кускового вапна, складають 60-70 кг/т, що на 10-20 кг/т менше, ніж при верхній продувці високофосфористих чавунів.

Умови, що визначають вміст газів у сталі при продувці знизу, істотно відрізняються від умов, що відповідають верхній продувці. При донній продувці температура в реакційній зоні завдяки охолоджуючій дії захисних газів і вапна, що вдувається, нижче, ніж у реакційній зоні при верхній продувці. Внаслідок зниження температури реакційної зони при дутті знизу вміст азоту в сталі нижчий, ніж при продувці зверху.

У періоди донної продувки, коли окисленість металу незначна, в зоні контакту бульб з високим парціальним тиском можливий інтенсивний перехід водню в метал.

Для зниження вмісту водню звичайно здійснюють короткочасну продувку ванни інертним газом перед випуском металу.

При донній продувці металу киснем брухт, що знаходиться на дні конвертера опиняється в ділянці безпосереднього впливу реакційних зон з характерною для -« високою температурою й інтенсивним рухом газорідних фаз. У межах первинної і частково вторинної реакційних зон брухт швидко переходить у рідкий стан в результаті чинення і розплавлювання.

Якість сталі донного дуття, за більшістю показників, така ж, як і верхнього. Вміст азоту за інших однакових умов дещо нижчий, вміст водню в металі донної продувки значно більший, ніж верхньої. У низьковуглецевих сталях [Н] різко зростає внаслідок зменшення швидкості окислення вуглецю наприкінці

продувки і підвищення парціального тиску водню в газах, які контактують з металом.

3.5 Фосфористий чавун

Технологія плавки у 65-тонному конвертері LWS при переділі фосфористого чавуну (3,75% C; 0,35% Mn; 0,36% Si; 1,75% P; 0,028% S) передбачає одно-і двошлаковий процес. Кількість матеріалів, що завантажуються на 1 т рідкої сталі, складає: рідкого чавуну - 901,5 кг, скрапу - 182 кг, руди - 59 кг, феросплавів - 6,9 кг. Вихід рідкої сталі складає 93,49%. Витрати кисню змінюються від 200 до 400 м³/хв. Витрати палива складають 1,6 л/хв на кожну із семи фурм. Тривалість окремих операцій за одно- і двошлаковими варіантами технології наведена в табл. 3.4.

Таблиця 3.4

Одношлаковий процес	t, хв.	Двошлаковий процес	t, хв.
Завантаження	4,3	Завантаження	4,3
Продувка	13,1	Перша продувка	11,9
Скачування шлаку, змірювання температури, відбір проби	4,7	Скачування шлаку, змірювання температури, відбір проби	3,1
Додоавання матеріалів перед продувкою азотом	1,0	Додавання кускового вапна	0,5
Продувка азотом	1,2	Друга продувка (разом з порошковим вапном)	2,6
Підготовка до заливання металу	4,8	Скачування шлаку, змірювання температури, відбір проби	4,5
Випуск	1,7	Додоавання матеріалів перед продувкою азотом	1,0
Підйом конвертера	0,2	Продувка азотом	1,4
Всього	31,0	Підготовка до заливання металу	4,8
		Випуск	1,7
		Підйом конвертера	0,2
		Всього	36,0

Як видно з табл. 3.4, тривалість плавки при двошлаковому режимі на 17% вища, ніж при одношлаковому.

На всіх плавках після окислювальної продувки метал продувають азотом. Тривалість продувки азотом, кількість присаджуваних матеріалів визначаються вмістом фосфору в металі і температурою ванни після рафінування. При одношлаковому режимі перемішування металу азотом виконують з додаванням вапна і 200 кг соди; при двошлаковому - продувка азотом з присадкою вапна і 400 кг соди. Присадка 200 кг соди при одношлаковому варіанті дозволила і дещо поліпшити дефосфорацію металу при перемішуванні азотом, що привело

до зростання частки плавок, які мають у готовому металі $< 0,017\%$ Р, з 4 до 35%), і частки плавок, що мають $< 0,025\%$ Р - з 75 до 90%. Присадка 400 кг соди при продувці металу азотом при двошлаковому режимі підвищила зазначену частку плавок до 90 і 100%. В усіх випадках після продувці азотом спостерігалася рефосфорація. У готовому металі його вміст на 30-40% вище, ніж у металі після продувки азотом, із-за рефосфорації на випуску.

При введенні суміші вапна і соди досягається деяке зниження вмісту сірки - з 0,019% до 0,015-0,012%.

При продувці азотом з додаванням вапна і 200 кг соди концентрація азоту в металі підвищується з 0,003 до 0,0035%), при цьому помітно знижується вміст кисню - з 0,075 до 0,055%; з 0,14 до 0,085%. Вміст водню зменшується з 0,00037 до 0,00031%.

3.6 Низькомарганцевистий чавун

Можливий переділ у конвертерах донного дуття чавуну з низьким вмістом марганцю.

Як відомо, верхня продувка низькомарганцевистого чавуну пов'язана з погіршенням шлакоутворення, збільшенням виносів, що приводить до зниження виходу придатного, заметалювання фурми і конструкцій газовідвідного тракту. Переділ чавуну з низьким вмістом марганцю ($0,1-0,12\%$) вперше був випробуваний на 1,5-тонному конвертері донного дуття, обладнаному чотирма донними фурмами. Шлакоутворюючі (порошкове вапно і плавиковий шпат) подавали разом з киснем при питомій інтенсивності продувки 2,9- 3,1 м³/тхв. Витрати природного газу складали 6-10% від витрат кисню. Шлакоутворюючі подавали в процесі продувки уд прийоми, що забезпечувало спокійний перебіг продувки.

Наприкінці плавки мало місце зниження вмісту марганцю в металі до 0,07-0,08%, причому, на відміну від переділу чавунів з 0,6-0,7% Мп, не спостерігався "марганцевий горб". Режим плавки забезпечував досить повну дефосфорацію металу і 30-35%-вий рівень десульфурзації навіть при виплавці середньо- і високовуглецевих сталей.

Досвід останніх років підтвердив широкі можливості конвертерів донного кисневого дуття при переробці низькомарганцевистих чавунів.

3.7 Ванадієвий чавун

У конвертерах донного дуття можливий переділ ванадієвмісних чавунів. У лабораторному, а також 10- і 22-тонних дослідно-промислових конвертерах з донним дуттям були проведені продувки чавуну, що містить: 4,6-4,7% С; 0,28-0,61% V; 0,07-0,45% Si; 0,02-0,06% Р; 0,020-0,10% S.

Питома інтенсивність подачі кисню складала 2,5-6,0 м /т хв; витрати природного газу від 3 до 20% від витрат кисню. Окислювач-охолоджувач - ванадієвмісний агломерат завантажували у 22-тонний конвертер до заливання чавуну. Було встановлено, що по закінченні першого-періоду продувки в інтервалі 1320-1350°C концентрація ванадію в напівпродукті складає 0,01-0,02% при вмісті вуглецю 3,50-3,75%. Вмісту шлаку V₂O₅ при заданому складі

ванадієвого чавуну залежав від окисленості шлаку, що у значній мірі ви- значається витратами охолоджувача і в меншій - режимом продувки. Досить повна деванадація металу може бути досягнута і при завершенні процесу у високотемпературному режимі при 1360-1380 °С при цьому вміст вуглецю в напівпродукті знижується до 2,8-3,0%, що дозволяє поліпшити показники на- ступного переділу його на сталь в інших агрегатах.

Переділ ванадієвмісного чавуну в конвертерах донного дуття характеризу- ється спокійним перебігом продувки, відсутністю викидів, підвищенням виходу рідкого напівпродукту приблизно на 2,0% у порівнянні з досягнутим при переділі в конвертерах з верхньою продувкою 3,0% - у порівнянні з донною повітряною продувкою. Крім того, скорочується обсяг ручної по очищенню каміна від заметалювання і значно поліпшуються умови роботи.

Ще раз підкреслимо, що, незважаючи на зазначені переваги, донна киснева продувка набула поширення. Основними причинами цього є зменшення прибуткової частини теплового балансу і, як наслідок, збільшення витрат чавуну, ускладнення обладнання, недостатня гнучкість керування процесами шлакоутворення і рафінування, збільшення вмісту водню в металі, великі затрати при реконструюванні діючих цехів,

У цілому верхній продувці притаманна більша гнучкість, ніж донній, проте в деяких випадках останній надається перевага. Так, для виробництва зви- чайної та легованої низьковуглецевої сталі (корозійностійкої, трансформатор- ної) перспективніша донна продувка, яка забезпечує вміст $[C] < 0,01-0,02\%$, що важко досягається при продувці зверху.

Проте розвиток процесу донної кисневої продувки в конвертерах дав поштовх для розробки і поширення значної кількості варіантів комбінованих процесів, позбавлених ряду недоліків, властивих процесам із верхньою і донною продувками.

Контрольні питання

1. Особливості донної продувки в порівнянні з продувкою киснем зверху.
2. Який головний елемент в процесах донної продувки?
3. Які переваги процесів донної продувки в порівнянні з верхньою?
4. Які недоліки процесів з донною продувкою?
5. Назвати основні показники процесів із донною і верхньою кисневою продувкою.
6. Розглянути схему подачі продувочних фаз у конвертер донного кисневого дуття.
7. Розглянути схему фурми для подачі продувочних засобів у конвертер донного кисневого дуття.
8. Розглянути схему розташування фурми у днищі при донній кисневій продувці.
9. Розглянути особливості перемішування ванни при донній продувці.
10. Які особливості шляхового режиму при донній продувці?
11. Які особливості теплового балансу плавки при донній продувці?
12. Привести складові теплового балансу процесу донної продувки.

13. Як впливає тепловий баланс процесу на частку брукту в металошихті?
14. Які термодинамічні і кінетичні особливості донної продувки?
15. Які умови десульфурзації при донній продувці?
16. Які умови служби днища конвертеру при донній продувці?
17. Як впливає донна продувка на величину пиловидалення?
18. Охарактеризувати умови окислення марганцю при донній продувці.
19. Які умови дефосфорації при донній продувці?
20. Які особливості переробки фосфористого чавуну при донній продувці?

4. КОНВЕРТЕРНІ ПРОЦЕСИ З КОМБІНОВАНИМ ДУТТЯМ

4.1 Типи продувки

Конкурентоздатність киснево-конвертерного процесу в останні роки значно зросла у зв'язку з розробкою і освоєнням нових його варіантів. Найперспективнішим із них є донно-верхня продувка металу киснем та іншими газами. За цим процесом - велике майбутнє. Схеми конвертерів комбінованого дуття показані на рисунку 4.1. Розглянутий метод продувки, у порівнянні з продувкою зверху, забезпечує підвищення практично всіх технологічних показників процесу: продуктивності, виходу придатного, якості сталі та ін. Це пов'язано з фізико-хімічними особливостями донно-верхньої продувки: у першу чергу, з більш рівномірним та інтенсивним перемішуванням і масопереносом у ванні, зменшенням чи усуненням неактивних зон, а також з осіданням ванни і більш інтенсивним у зв'язку з цим теплопереносом від газової фази агрегату і факела опалювання до металу та ін.

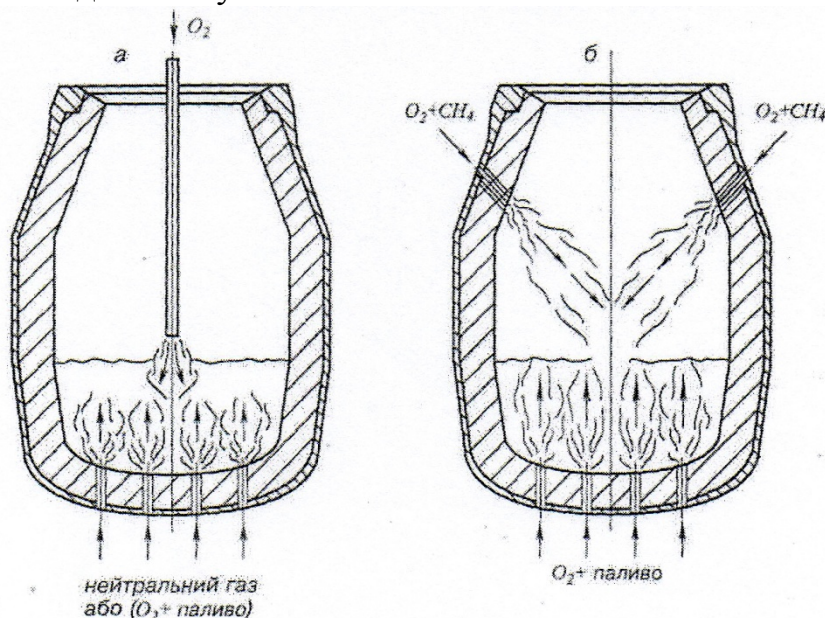


Рис. 4.1. Схема конвертерів комбінованого дуття з верхньою фурмою (а) і верхньобічними фурмами (б)

Описаний вище процес донної продувки киснем не тільки завоював право на існування, але й, по суті, дав поштовх до виникнення комбінованих методів. Його особливості обумовили появу перспективної ідеї використання в

конвертерах донно-верхньої продувки, основаної на одночасній подачі кисню через верхню чи бічні водоохолоджувані фурми і різних комбінацій технологічних газів через днище. В якості таких газів застосовується або кисень, що вводиться в середовищі вуглеводневого палива (рідкого чи газоподібного), або нейтральні гази (аргон, азот, діоксид і оксид вуглецю).

Комбінована продувка конструктивно складніша за звичайні методи конвертування, вимагає більшої культури виробництва, але, в принципі, дозволяє об'єднати і комплексно використовувати відзначені вище переваги продувки зверху і знизу. В результаті цього досягаються: великі потужності і рівномірність перемішування ванни, розосередження дуття (багато фурм), наближення системи шлак-метал до рівноваги, спокійний перебіг продувки, високий вихід придатної сталі; можливість переробки при донному дутті кусків брухту будь-яких розмірів; слабе димовиділення;

легке регулювання окисленості шлаку за допомогою верхньої фурми, швидке розчинення звичайного вапна (можна уникнути використання порошкоподібного) і скорочення в результаті цього тривалості безшлакового періоду, що супроводжується виносом крапель металу; рання дефосфорація і т. ін.

У кожному періоді існує оптимальне співвідношення між витратами донного і верхнього дуття, яке змінюється в процесі продувки. Зокрема, наприкінці плавки в результаті зменшення відношення кількості верхнього дуття до донного, різного положення верхньої фурми чи припинення верхньої продувки знижується окисленість шлаку до величин, близьких до показників звичайної донної продувки, при збереженні її переваг.

В результаті, при донно-верхній продувці досяжні й інші показники по виходу сталі, близькі до результатів донної, при одночасному забезпеченні високої технологічної гнучкості процесу (останнє притаманне продувці верхній).

Комбіновані способи виробництва сталі в конвертерах розвиваються з кінця 70-х років XX століття спочатку в США, Японії, колишньому СРСР, деяких країнах Західної Європи і Китаї, а потім і в інших країнах. В даний час у світі нараховується близько 30 варіантів процесу з комбінованою продувкою, але розбіжності між багатьма з них незначні. Наявність же великої кількості назв пов'язана, в основному, з патентами та іншими інтересами фірм. Більше половини конвертерів світу мають або доукомплектуються системами подачі нейтральних (малоактивних) газів через днище.

1-й - ЛБЕ, ЛД-КГ, ЛД-АБ, СТБ чи ЛД-ОТБ1 - процеси з продувкою знизу аргоном, азотом та іншими малоактивними, стосовно металу, газами, з низькими їх витратами $0,01-0,25 \text{ м}^3/(\text{т} \cdot \text{хв})$ і одночасно продувкою зверху киснем по типу звичайного конвертера верхнього дуття;

2-й - ЛД-ОБ-процес, при якому знизу вдувається 2-10% від загальної кількості дуттєвого кисню (із введенням його в захисному вуглеводневому середовищі);

*Наведені найпоширеніші фірмові назви

3-й - ОБМ-С, Ку-БОП-С чи КМС процеси, при яких знизу вдувається більше 20% кисню дуття і вапно вводиться у порошкоподібному вигляді.

Найбільш простий для використання в діючих цехах перший тип комбінованої продувки - додаткова подача нейтрального (малоактивного) газу через пористі вставки чи фурми у днищі з витратами до 1,7 м³/т сталі. У конвертері встановлюється від двох до чотирьох донних фурм, а пористих вставок - від 4 (60-тонний конвертер) до 16 (400-тонний конвертер). Краще використовувати пористі вставки, тому що при цьому спрощується експлуатація конвертера. Швидкість зносу днища і вставок практично однакова в процесі всієї кампанії, якщо вставні блоки виготовлені з добре випаленої, а також плавленої магнезитової цегли чи периклазовуглецевих вогнетривів, особливо з направленою пористістю. Вставка, наприклад, розроблена IRSID, перерізом 150x100 мм і довжиною 700 мм має 50 симетрично розташованих каналів діаметром 1,5 мм. Під нею розташовується газопідвідна трубка, що живить усі канали. Зміна інтенсивності донного дуття в процесі продувки здійснюється у відповідності з необхідною потужністю перемішування, яку найчастіше визначає комп'ютерна система керування. В основу розрахунків закладений режим продувки, що забезпечує досягнення необхідних параметрів металевої, шлакової і газової фаз.

Головною задачею продувки 1-го і 2-го типів є, в основному, підвищення якісних характеристик сталі, виходу придатного, виплавка сталі з низьким і дуже низьким вмістом вуглецю. Комбінована продувка 3-го типу переслідує мету збільшення частки брукту і зниження витрат чавуну. Тут додатково використовуються такі елементи технології, як допалювання оксиду вуглецю газів, що відходять, у порожнині конвертера, введення зовнішніх теплоносіїв - твердих, рідких, газоподібних, включаючи порошкоподібні вуглецевмісні матеріали.

4.2 Особливості конструкції дуттьових пристроїв і агрегатів

При подачі визначеної кількості технологічних газів через днище в результаті інтенсифікації перемішування ванни скорочується час так званого повного змішування, тобто тривалість вирівнювання складу і температури ванни; за цим показником комбіновані процеси, в залежності від інтенсивності подачі донного дуття, розташовуються між двома граничними значеннями - для верхньої і донної продувки (рисунки 4.2).

Крім того, в залежності від інтенсивності I , змінюється співвідношення швидкостей окислювання вуглецю і заліза і, тим самим, окисленість шлаку, а отже, і характер перебігу металургійних процесів. Таким чином, подача технологічних газів знизу одночасно із вдуванням кисню через верхню фурму дозволяє, варіюючи співвідношення верхнього і донного дуття і положення верхньої кисневої фурми, у широких межах керувати процесом, тобто розподілом кисню в системі метал-шлак.

Основним перемішувачим газом у процесах першого типу є азот; більш дорогий газ - аргон застосовують на заключному етапі.

При подачі через днище кисню ефект перемішування значно вищий, ніж

при використанні нейтрального газу. Це пов'язано з тим, що одна молекула кисню в результаті взаємодії з вуглецем металу перетворюється у дві молекули оксиду вуглецю.

Останнім часом набуває поширення використання в якості перемішуючого газу оксиду і діоксиду вуглецю.

Оксид вуглецю є відновним газом, діоксид - слабкоокислювальним. Використовують їх із наступних міркувань. Розвиток комбінованих процесів, необ-

Оксид вуглецю є відновним газом, діоксид - слабкоокислювальним. Використовують їх із наступних міркувань. Розвиток комбінованих процесів, необхідність зниження вмісту азоту в сталі обумовили збільшення витрат аргону. Вартість же оксидів вуглецю, одержуваних різними методами із газів, що відходять, у 3-4 рази менша, ніж вартість аргону. Крім того, при вдуванні у ванну діоксид вуглецю реагує з вуглецем металу за реакцією $\{CO_2\} + [C] = 2\{CO\}$, внаслідок чого об'єм перемішуючого газу подвоюється. Це дозволяє зменшити витрати газу, який подається знизу. Далі вуглекислий газ частково дисоціює, що забезпечує охолоджувальний ефект і утворення у вихідному перерізі фурми грибоподібних охолодей, яким властива захисна дія. З цієї причини вуглекислий газ в якості захисного застосовується як у фурмах типу «труба в трубі», так і в багатоканальних дуттьових пристроях.

За своїм впливом на фізико-хімічні процеси в конвертерній ванні (окисленість металу і шлаку, видалення фосфору, сірки, розподіл марганцю) як оксид, так і діоксид вуглецю практично мало чим відрізняються від аргону чи азоту.

Слід зазначити, що вдування нейтрального газу через днище, з одного боку, сприяє утворенню в придонній частині конвертера додаткових зон окислювання вуглецю, з іншого - знижує парціальний тиск оксиду вуглецю:

$$P_{CO} = \frac{V_{CO}}{V_{CO} + V_n} \quad (4.1)$$

де V_{CO} , V_n – об'єм оксиду вуглецю, що виділяється, і газу, що вдувається.

Обсяг V_{CO} у нижніх шарах ванни невеликий (бульба CO росте в обсязі в міру спливання), і вплив на P_{CO} навіть невеликої кількості перемішуючого газу є досить істотним. Так інтенсифікується реакція окислювання вуглецю, а разом з тим і перемішування ванни.

Час повного перемішування ванни, а отже й окисленість шлаку зменшуються в міру збільшення числа фурм (рисунк 4.3). Проте питання визначення числа фурм вирішується конкретно в кожному випадку.

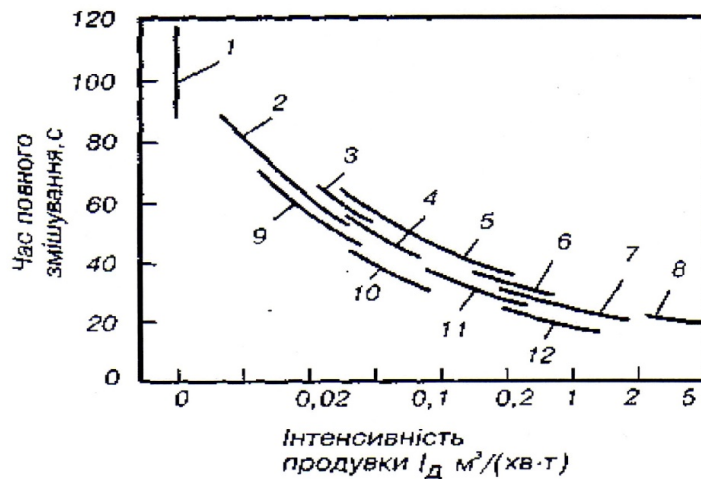


Рис. 4.2. Вплив інтенсивності подачі газів крізь днище на тривалість повного змішування:

1 - верхня продувка; 2-6, 9, 10 – комбінована; продувка киснем зверху і нейтральним газом знизу; 11, 12 - комбінована продувка киснем зверху і знизу; 8 - донна продувка киснем (в оболонці палива)

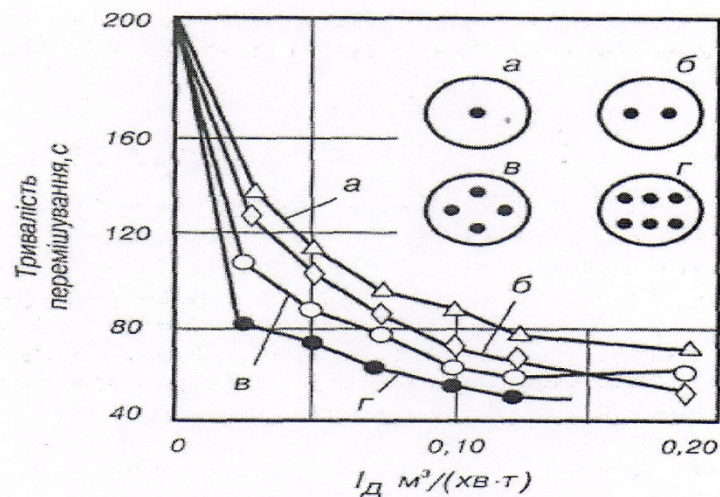


Рис. 4.3. Залежність тривалості повного змішування від інтенсивності продувки крізь днище, числа і розташування донних фурм
а - г- схеми розташування донних фурм

Конструкції застосовуваних донних дуттьових пристроїв досить різноманітні. Однак вплив конструкції на металургійні характеристики вивчено недостатньо. Більш чітко виявлений вплив на показники процесу числа фурм і їх розміщення у днищі однак і тут немає єдиної точки зору, що пов'язано, очевидно, зі специфікою виробничих умов і виконуваних задач. Так, наприклад, за одними даними, кращі результати по донному перемішуванню дає симетричне розташування шести фурм (див. рисунок 4.3), за іншими розташування дев'яти фурм переважно в одній половині днища.

Фурми розташовують також по окружності, в одну чи кілька ліній. Слід зазначити, що розміщення донних фурм впливає не тільки на результат

процесу, але й на знос самих фурм і прифурмених вогнетривів.

Широкі дослідження по виборі конструкції донних дуттьових пристроїв і їх раціональному розташуванню у днищі при роботі з нейтральним газом проведені на Західно-Сибірському металургійному комбінаті (ЗСМК) на 160-тонних конвертерах. Були випробувані металеві труби, багатоканальні блоки з направленою пористістю (число каналів - від 4 до 49), одноканальні вогнетривкі блоки. Для умов ЗСМК, де в основному вирішувалась задача зниження витрат чавуну шляхом організації допалювання, найбільш раціональним виявилось застосування одноканального фурменого блоку, виконаного на основі периклазовуглецевого вогнетриву.

Було встановлено, що при збільшенні витрат нейтрального газу на одну фурму більше $1,5 \text{ м}^3/\text{хв}$ різко зростає знос як самої фурми, так і прифурменого простору.

На рисунок 4.4. представлені варіанти розміщення дуттьових пристроїв у днищі. Найкращі результати по перемішуванню забезпечуються при асиметричному розташуванні фурм.

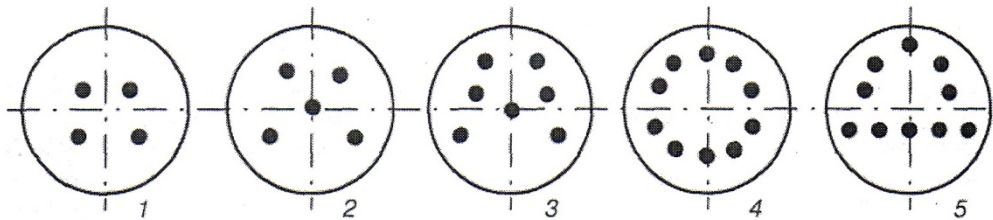


Рис. 4.4. Варіанти розташування фурм у днищі конвертерів

Діаметр окружності, по якій розміщують фурми, складає 0,5-0,6 діаметра днища. Якщо фурми при горизонтальному положенні конвертера розташовуються нижче рівня ванни, знос їх збільшується.

4.3 Дуттьовий режим

Як уже відзначалося вище, розподіл кисню в системі метал-шлак визначається інтенсивністю подачі донного дуття. На рисунок 6.5 і 6.6 показана зміна вмісту заліза у шлаку і концентрації кисню в металі для різних варіантів конвертерного процесу.

Криві для процесів з комбінованою продувкою розташовуються між кривими для верхньої і донної продувки. Характерним є зменшення концентрацій кисню в металі і заліза у шлаку в міру збільшення інтенсивності подачі донного дуття.

Режим донної продувки в процесах з подачею нейтральних газів обов'язково повинен відповідати сортаменту сталі, що виплавляється. Раннє інтенсивне перемішування недоцільне при виплавці високовуглецевої сталі, тому що при цьому знижується окислюваність шлаку і тим самим погіршуються умови дефосфорації. Інтенсивність донного дуття збільшують при виробництві низьковуглецевої сталі.

Так, наприклад, середня інтенсивність подачі інертних газів при виплавці високовуглецевих (0,4% C) сталей складає 0,01, середньовуглецевих - 0,05, низьковуглецевих-0,10м³/(хв·т).

Звичайно в основний час продувки інтенсивність подачі газу через днище невелика -0,02-0,05 м³/(хв·т). При виплавці низьковуглецевої сталі в заключний період продувки (за 3-7 хв до її закінчення) витрати газу істотно збільшують - до 0,1-0,3 м³/(хв·т) (рисунк 6.7). При цьому, з метою зниження вмісту азоту в металі, застосовують аргон. Збільшення інтенсивності донного дуття, з одного боку, до деякої міри компенсує зменшення обсягу оксиду вуглецю, що утворюється у ванні, у зв'язку з затуханням зневуглецьовування, а з іншого - підтримує цей процес в результаті зниження парціального тиску оксиду вуглецю у спливаючих бульбах. Це дозволяє одержувати низький вміст вуглецю (0,03-0,04%) наприкінці продувки без переокислювання металу і шлаку.

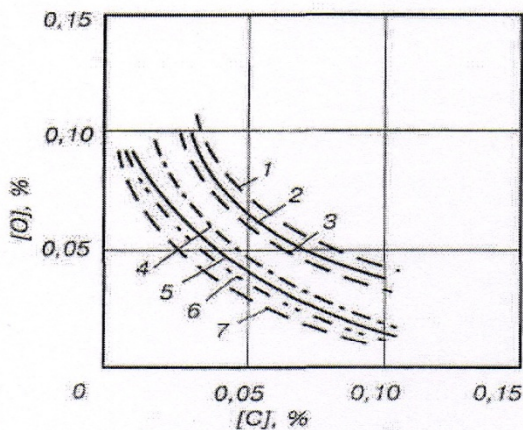


Рис. 4.6. Залежність вмісту кисню в сталі від концентрації вуглецю на випуску сталі з конвертера: 1-верхня продувка; 2,3 – комбінована продувка з подачею кисню крізь днище 4 – донна продувка киснем; 5- рівноважна крива.

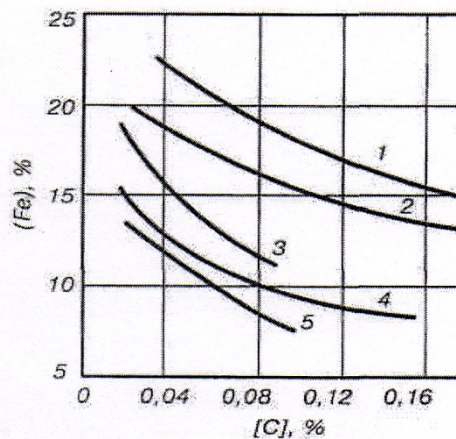


Рис.4.5 Вміст заліза у шлаку при різних варіантах конвертерного процесу 1 – верхня продувка; 2-4- комбінована продувка з інтенсивністю подачі донного дуття відповідно 0,01-0,10, 0,10-0,80 і 0,7-1,5 м³/хв. т 5- донна продувка

З метою подальшого зниження концентрації вуглецю застосовують операцію після продувочного перемішування, що проводиться після рафінуючої продувки, чи поєднується з періодом очікування аналізу після добору проби металу. Виконують її звичайно при подачі аргону (іноді CO₂) інтенсивністю 0,1-0,3 м³/(хв·т).

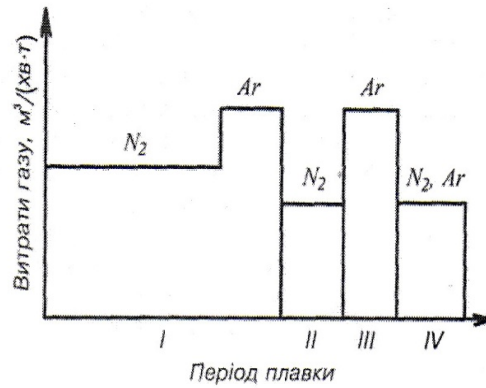


Рис- 4.7- Режим подачі донного дуття:

I - продувка киснем; **II** – повалка, відбирання проб;
III - післяпродувне змішування; **IV** - випуск сталі

Ефективний метод глибокого знеуглецьовування при кисневій комбінованій продувці розроблений фірмою «Кавасакі сейтецу» (Японія). Сутність його полягає в тому, що після відключення верхнього дуття через днище подається суміш кисню й азоту (чи аргону) у співвідношенні 1:1. Таким способом одержують сталь із вмістом вуглецю 0,004-0,005%.

При післяпродувному перемішуванні знижується температура металу (у 160-тонному конвертері на 3-4% °C/хв), тому необхідно рафінуючу (кисневу) продувку закінчувати при більш високій (на 15-20°C) температурі.

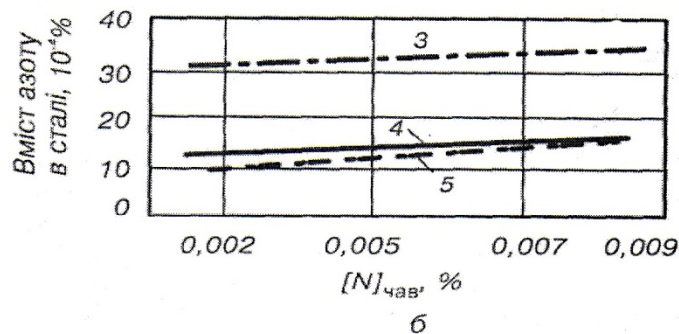
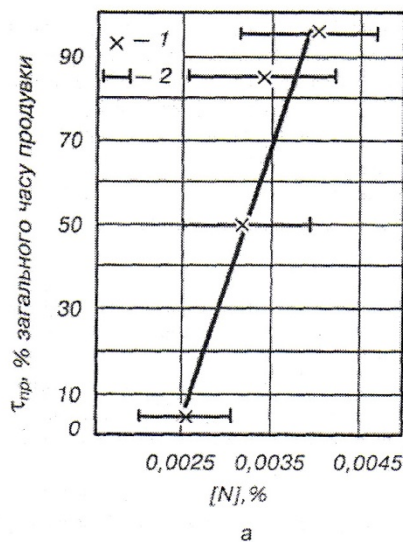


Рис. 4.8. Залежність вмісту азоту в сталі від тривалості продувки аргонem $r_{пр}$ (а) і від вмісту азоту в чавуні під час продувки різними газами (б):

1 - середнє значення вмісту азоту; **2** - розкид значень (+ δ);
3 - продувка азотом; **4** - продувка сумішшю азоту й аргону;
5 - продувка аргонem

Низькі концентрації кисню в сталі, зниження вмісту вуглецю в результаті донного перемішування до значень 0,01 % і менше дають, у ряді випадків, підстави відмовитись від вакуумування.

При використанні азоту як перемішуючого газу вміст його в сталі збільшується, причому рівень підвищення залежить від чистоти азоту, тобто від вмісту кисню в ньому. Практика показує, що при чистоті азоту не менше 98% вміст його у сталі підвищується на 0,0003-0,0006%, при чистоті 95% і нижче - на (1-3)-10%.

Оскільки в сортаменті більшості конвертерних цехів переважає тонколистова сталь для глибокої витяжки, властивості якої в значній мірі залежать від вмісту азоту, то вживаються заходи до запобігання азотування. Зокрема, як вказувалось вище, азот на завершальній стадії продувки замінюють аргоном. Чим раніше проводиться ця заміна, тим менше збільшується вміст азоту в сталі (рисунок 6.8). Зрозуміло, концентрація азоту в сталі мінімальна при використанні аргону протягом усієї продувки. Однак у зв'язку з високою вартістю аргону доцільно використовувати суміш азоту й аргону. Слід зазначити, що це питання вивчене недостатньо і в даний час не можна з впевненістю сказати про оптимальний (з позицій як економічних, так і технологічних) склад цієї суміші. При донному перемішуванні аргоном концентрація азоту або не змінюється, або збільшується незначно (на 0,0002-0,0003%).

4.4 Технологічні взаємодії

Додаткове (у порівнянні з верхньою продувкою) перемішування ванни, створюване донним дуттям, прискорює перебіг масообмінних процесів і наближає металургійні реакції до рівноваги. Рівень наближення залежить від інтенсивності донного дуття. Наприклад, при комбінованій продувці (при подачі через днище як нейтральних газів, так і кисню) ступінь десульфурації підвищується приблизно на 10-15%. При короткочасній додатковій продувці азотом чи аргоном вміст сірки знижується на 10-25%.

Складніше з фосфором. Встановлено тісну залежність між коефіцієнтом розподілу фосфору $(P)/[P]$ й інтенсивністю донного дуття (рисунок 6.9). Звертає на себе увагу той факт, що при комбінованій продувці такий вміст фосфору, як і при верхній, одержується при меншій окисленості шлаку. Однак внаслідок низького вмісту оксидів заліза в процесі плавки при комбінованій продувці видалення фосфору відбувається повільніше і завершується лише при низькому вмісті вуглецю. У зв'язку з цим ускладнюється виплавка середньо- і високовуглецевих сталей із зупинкою на заданому вуглецеві.

Менша окислюваність системи метал-шлак при комбінованій продувці сприяє зниженню коефіцієнта розподілу марганцю $(MnO)/[Mn]$ у порівнянні з верхньою продувкою і підвищенню залишкового вмісту марганцю в сталі на 0,02-0,2%, в залежності від виробничих умов; причому, розходження

збільшується в міру підвищення інтенсивності донного дуття. При післяпродувному перемішуванні, як правило, вміст марганцю у сталі не змінюється або дещо зменшується.

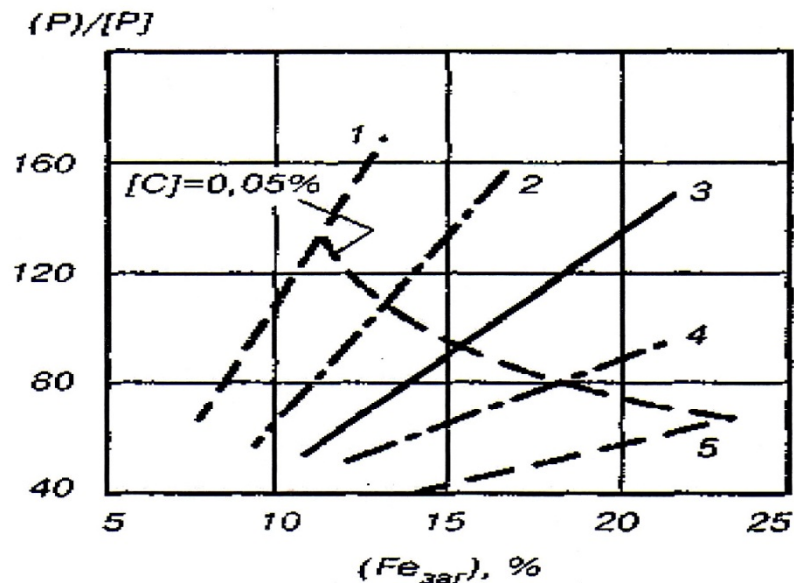


Рис. 4.9 – Розподіл фосфору між шлаком і металом при різних киснево-конвертерних процесах: 1 - донна продувка; 2, 3 - комбінована продувка з подачею кисню крізь днище відповідно I-2 і 0,1-0,8 м³/(хв-т); 4 - комбінована продувка з нейтральним газом; 5 – верхня продувка

Перевагою процесів з комбінованою продувкою є більш висока, у порівнянні з верхньою продувкою, стабільність результатів від плавки до плавки.

Спокійний перебіг продувки, менші втрати заліза із шлаком і пилом, менший угар феросплавів у зв'язку з більш низькою окисленістю металу (витрати феромарганцю знижуються на 0,05-1,0 кг/т, алюмінію - на 0,12-0,35 кг/т) забезпечують, у порівнянні з верхньою продувкою, більш високий (на 0,5-1,0%) вихід придатної сталі. Прискорення масообмінних процесів сприяє зниженню витрат флюсуючих матеріалів: вапна - на 4-6 кг/т, плавикового шпату - на 0,5-1,0 кг/т.

4.5 Тепловий режим

Сама по собі комбінована продувка, обмежуючи розвиток екзотермічної реакції окислювання заліза у шлак і пил, погіршує тепловий баланс конвертерної плавки; деякі витрати тепла необхідні і на нагрівання нейтральних газів. Тому при комбінованій продувці витрати чавуну зростають на 5-Ю кг/т сталі, незважаючи на збільшення виходу придатного. Але комбінована продувка створює умови для організації допалювання в порожнині конвертера газів, що відходять. З одного боку, це реалізується можливістю збільшення висоти розташування верхньої кисневої фурми над ванною в процесі продувки

(завдяки більш спокійному перебігу процесу). З іншого боку, ця фурма певною мірою звільняється від функцій регулювання окисленості ванни (а при подачі кисню через днище - і від рафінування) і може бути використана більш ефективно для допалювання оксиду вуглецю. При організації допалювання витрати чавуну знижуються, за різними даними, на 11-40 кг/т. Досягається також скорочення тривалості продувки на 1-2 хв. Більш докладно цей процес висвітлений у главі 7.

Особливе місце серед комбінованих процесів займають процеси третього типу (ОБМ-С; Ку-БОП-С; КМС, КС), які характеризуються значною гнучкістю відносно складу металозавалки і дозволяють переробляти брухту великій кількості до 100%. Ці процеси базуються, як правило, на ряді обов'язкових елементів технології, наведених у розділі 5.1. А тут наведені лише основні аспекти.

1) Подача через донні фурми 20-30% кисню від загальних його витрат здійснюється одночасно із вдуванням порошкоподібного вапна. При подачі через днище близько 10% загальної кількості кисню вже забезпечується значна частина ефекту перемішування, що гається лише при донній продувці. При збільшенні цієї кількості до 25-30% по показниках рафінування і наближенню системи шлак-метал до рівноваги досягаються приблизно такі ж результати, як і при донній продувці.

Установлено, що максимальні витрати брухту за інших рівних умов досягаються при подачі через днище 20-25% кисню (рисунок 4.10)



Рис. 4.10. Залежність витрат брухту від частки кисню, що подається через днище

Вдування вапна необхідне для запобігання викидів, що мають місце при переділі низько фосфористого чавуну.

2) Введення палива. У конвертер вводять паливо для попереднього підігріву брухту чи в процесі продувки у твердому вигляді (різні вуглецевмісні матеріали, кускові чи порошкоподібні), рідкому, газоподібному (різні вуглеводні - природний газ, пропан і т.д.). Кожен з цих видів палива має свої

позитивні якості і недоліки.

Тверде паливо можна використовувати як для спалювання в процесі продувки, так і для попереднього підігріву брухту. У першому випадку ефективно використовується близько однієї третини потенційної теплової енергії палива, решта втрачається з газами, що відходять. При застосуванні ж твердого палива (особливо в кусковому вигляді) для попереднього підігріву важко регулювати його горіння, в результаті брухт нагрівається нерівномірно і нестабільно від плавки до плавки.

Тому перевагу має газоподібне паливо, подачу якого, а отже, і процес горіння легко регулювати. При використанні природного газу у ванну конвертера не вносяться шкідливі домішки (сірка, зола і т.д.), що буває при роботі з вугіллям.

Газоподібне паливо через донні фурми можна подавати лише в невеликій кількості, явно недостатній для підігріву брухту. Заміна газоподібного палива (природного газу і т.п.) рідким, наприклад, дизельним збільшує у кілька десятків разів кількість введеного тепла.

Слід зазначити, що підігрів брухту приблизно до середньої температури 700°C при подачі палива знизу є більш ефективним, ніж у глухдонному конвертері, тому що коефіцієнт використання тепла досягає 70% проти 40%.

3) Організовано допалювання газів, що відходять, у порожнині конвертера за допомогою верхніх чи бічних фурм.

4.6 Вибір конвертерного процесу для конкретних умов підприємства

Процеси з комбінованою продувкою за відносно короткий період зуміли довести свої переваги перед процесами з верхньою продувкою як у технологічному, так і в економічному відношенні. З кожним роком усе більше конвертерів з верхньою продувкою переобладнуються на комбіновану. Під час реконструкції цехів при заміні конвертерів встановлюють агрегати, обладнані системами подачі технологічних газів і знизу, і зверху.

Вибір варіанта комбінованого процесу визначається, головним чином, сортаментом сталі, наявністю чавуну, брухту, енергії, складом чавуну, а також вимогами до гнучкості виробництва, тобто можливості його швидкого пристосування до зміни економічної кон'юнктури і заводської ситуації.

Виходячи з можливості переділу брухту, слід керуватися наступними міркуваннями. Необхідність забезпечення гнучкості відносно складу металевих шихти для киснево-конвертерного процесу буде існувати завжди. Значний вплив на частку рідкого чавуну і брухту в шихті має співвідношення цін на ці матеріали і, в остаточному підсумку, економіка процесу.

Розроблені у світовій практиці технологічні варіанти конвертерного

переділу на основі верхньої продувки чи комбінованої з подачею через днище нейтрального газу дозволяють переробляти 30-32% брухту. При необхідності роботи з великою кількістю брухту (40% і більше) слід застосовувати варіанти технології, що ґрунтуються на подачі через донні фурми кисневого дуття в кількості не менше 25- 30% загальних його витрат і порошкоподібних флюсів. В обох випадках передбачається введення в конвертер палива - кускового, порошкоподібного, рідкого - для попереднього підігріву брухту чи спалювання в процесі продувки.

Кожен конвертерний цех повинен бути оснащений устаткуванням, яке дозволяє здійснювати переділ за різними технологічними варіантами, що забезпечують зміну витрат брухту в широких межах в залежності від внутрішньозаводської ситуації (наприклад, зупинка доменної печі на тривалий ремонт) і економічної кон'юнктури.

При виборі варіанта технології, в залежності від сортаменту, необхідно виходити з наступного: у тих випадках, коли виплавляють особливо низьковуглецеву сталь, слід застосовувати комбіновану продувку з подачею через днище кисню, при виплавці низько-, середньо- і високовуглецевої сталі - з подачею через днище нейтральних газів з можливістю змін витрат цих газів у процесі продувки в широких межах.

При переділі чавуну із вмістом фосфору вище 0,3% слід передбачати вдування порошкоподібного вапна через верхню або (при подачі кисню через днище) донні фурми.

Контрольні питання

- 1 Які переваги процесів комбінованої продувки в порівнянні з іншими конвертерними способами виробництва сталі?
- 2 Назвати основні типи ^комбінованої продувки.
- 3 Які особливості перемішування ванни при комбінованій продувці?
- 4 Розглянути варіанти розташування фурми у днищах конвертерів.
- 5 Охарактеризувати особливості дуттєвого режиму при комбінованій продувці.
- 6 Охарактеризувати поведінку азоту в металі при комбінованій продувці.
- 7 Які особливості процесу шлакоутворення при комбінованій продувці?
- 8 Пояснити необхідність операції післяпродувочного перемішування.
- 9 Як досягається глибоке зневуглецювання при кисневійкомбінованій продувці?
- 10 Які особливості дефосфорації при комбінованій продувці?
- 11 Охарактеризувати поведінку марганцю в розплаві при комбінованій продувці.
- 12 Які фактори сприяють збільшенню виходу придатного металу при

комбінованій продувці?

13 Які фактори сприяють економії сировинних матеріалів при комбінованій продувці?

14 Чому зростають витрати чавуну при комбінованій продувці?

15 Як можна збільшити надходження тепла в конвертерну ванну при комбінованій продувці?

16 Як збільшити витрати брухту при комбінованій продувці?

17 Які критерії вибору типу конвертерного процесу в залежності від конкретних умов підприємства?

18 Які особливості технології при переробці високо фосфористого чавуну?

ЛІТЕРАТУРА

1. Бойченко Б.М., Охотський В.Б. Харлашин П.С. Конвертерне виробництво сталі: теорія, технологія, конструкції агрегатів...: Підручник (укр. та рос. мовами).-Дніпропетровськ: РВА «Дніпро-Вал», 2006.-454 с
2. Сталеплавильне виробництво: /В.І. Баптизманський, Б.М. Бойченко, О.Г. Величко та ін.-К.: ІЗМН, 1996. - 400 с
3. Теоретичні основи сталеплавильних процесів: Навч. посібник /М.Я.Меджибожський, П.С.Харлашин.- К.: НМК ВО, 1993.-276 с.
4. Технология производства стали в современных конвертерных цехах/ С.В.Колпаков, Р.В.Старов, В.В.Смоктий и др.-М. Машиностроение, 1991.- 464 с.
5. Металлургия стали / В.И. Явойский, Ю.В. Кряковский, В.П. Григорьев и др.-М: Metallurgiya, 1983. - 584 с.
6. Смоктий В.В., Лапицкий В.В., Белокуров Э.С. Комбинированные процессы выплавки стали в конвертерах.- К.: Техніка, 1992.- 163 с.

НАВЧАЛЬНЕ ВИДАННЯ

Конспект лекцій з дисципліни «Технологія виплавки сталі» (розд. «Конвертерні процеси») для студентів спеціальності 6.050400 «Металургія чорних металів» (усіх форм навчання)

Укладач: Полетаєв Володимир Петрович

Підписано по друку.....2012 р.

Формат.....Обсяг арк.

Тираж.....екз. Заказ.....

51918, м. Дніпродзержинськ,

вул. Дніпробудівська,2