

Міністерство освіти і науки України  
Національна металургійна академія України

Б.М. Бойченко, В.Б. Охотський,  
П.С. Харлашин

# КОНВЕРТЕРНЕ ВИРОБНИЦТВО СТАЛІ

теорія, технологія, якість сталі,  
конструкція агрегатів,  
рециркуляція матеріалів і екологія

За редакцією докторів технічних наук,  
професорів Б.М. Бойченка і В.Б. Охотського

Затверджено Міністерством освіти  
і науки України як підручник для  
студентів вищих технічних нав-  
чальних закладів, які навчаються  
за спеціальністю "Металургія чор-  
них металів"

Дніпропетровськ  
РВА "Дніпро-ВАЛ"  
2004

ББК 34.327  
К 64

УДК 669.184

**Рецензенти:** **Чернега Д.Ф.** - член-кор. Національної академії наук України, професор, доктор технічних наук, зав. кафедрою фізико-хімічних основ технології металів Національного технічного університету України «Київський політехнічний інститут»;  
**Огурцов А.П.** - почесний ректор Дніпродзержинського державного технічного університету, професор, доктор технічних наук, зав. кафедрою металургії сталі

**Бойченко Б.М., Охотський В.Б., Харлашин П.С.**

К 64 Конвертерне виробництво сталі: теорія, технологія, якість сталі, конструкції агрегатів, рециркуляція матеріалів і екологія: Підручник. - Дніпропетровськ: РВА «Дніпро-ВАЛ», 2004. - 454 с.

ISBN 966-7616-47-9

З позиції сучасних наукових поглядів розглянута взаємодія струменів окислювального газу з конвертерною ванною при різноманітних способах дуття. Описуються окислювальні процеси в зоні взаємодії, динаміка видалення домішок під час конвертерного переділу, шлакоутворення та розчин у ванні металобрухту, теплові процеси при продувці металу в конвертері. Викладається суть сучасних модифікацій киснево-конвертерного процесу під час переробки чавунів різноманітного хімічного складу, в тому числі донної та комбінованої продувки металу киснем. Описано методи підвищення якості металу. Розглядаються конструкції конвертерів, служба футеровки, допоміжне устаткування.

Висвітлено питання очистки відхідних конвертерних газів і використання їх тепла. Описуються обладнання сучасних цехів, їх устаткування, технологічні рішення по рециркуляції матеріалів та охороні навколишнього середовища.

Для студентів та викладачів металургійних вузів і факультетів, може бути корисна інженерно-технічним працівникам, кваліфікованим робітникам металургійних та машинобудівних заводів, співробітникам науково-дослідних і проектних інститутів.

Затверджено Міністерством освіти і науки України як підручник для студентів вищих навчальних закладів 23.10.2003, №14/18.2-1707.

ББК 34.327

ISBN 966-7616-47-9

© Б.М. Бойченко, 2004  
© В.Б. Охотський, 2004  
© П.С. Харлашин, 2004  
© РВА "Дніпро-ВАЛ", 2004

## ПЕРЕДМОВА

Минуло більш як піввіку з початку промислового використання киснево-конвертерних способів виробництва сталі. За оцінками фахівців, ці принципово нові технології сталеваріння на сьогоднішній день стали досить зрілими процесами, періоди їх бурхливого розвитку перейшли у стадію відносно спокійного удосконалювання окремих важливих елементів технології та устаткування. Комплекс позадоменна обробка чавуну - конвертер - позапічна обробка сталі - безперервна розливка з органічним зв'язком між цими переділами відкрив, відносно рішення найважливіших задач сучасності, а саме - різкого підвищення якості металопродукції і захисту навколишнього середовища, можливості, недосяжні ні в мартенівських, ні в електросталеплавильних цехах. У становленні і розвитку киснево-конвертерного виробництва сталі значна роль українських виробників і вчених, зокрема, авторів даного підручника професорів Б.М. Бойченка, В.Б. Охотського, П.С. Харлашина, які є широко відомими й авторитетними фахівцями в даній галузі знань.

Національна металургійна академія України і Приазовський державний технічний університет займають передові позиції у підготовці інженерних і наукових кадрів для металургії. Одним із прикладів вагомої науково-методичної роботи, що проводиться в колективах цих вузів, є підготовлений до видання підручник "Конвертерне виробництво сталі: теорія, технологія, якість сталі, конструкції агрегатів, рециркуляція матеріалів і екологія". Попередній підручник з теорії і практики конвертерних процесів авторів В.І. Баптизмаського, М.Я. Меджибожського і В.Б. Охотського 20 років прослужив справі підготовки висококваліфікованих сталеплавильників і одержав високе визнання в країні і за кордоном. У новому підручнику вдало поєднані сучасні теорія і практика, істотно доповнені новітніми матеріалами розділи, що висвітлюють численні технології конвертерних процесів, їх оптимізацію, управління ними та ін., у розробці яких автори підручника є визнаними лідерами.

Вважаю видання нового підручника надійним забезпеченням підготовки висококваліфікованих інженерів-металургів, бажаю авторам нових творчих успіхів.

Академік Національної академії наук України,  
директор Фізико-технологічного  
інституту металів і сплавів НАНУ,  
професор, доктор технічних наук



**В.Л. Найдек**

*Пам'яті професорів  
В.І. Баптизманського,  
М.Я. Меджибожського  
та 75-річним ювілеєм заснування  
рідних інститутів присвячується*

## ВСТУП

У 1856 р. Генрі Бессемер (Великобританія) взяв патент № 2768 (Великобританія) і № 6082 (США) на переробку рідкого чавуну в сталь без використання палива шляхом введення в об'єм рідкого металу повітря, кисню чи іншого газоподібного середовища, з якого можна добути кисень для окислення вуглецю. Це й стало першим конвертерним процесом, який дозволив значно інтенсифікувати рафінувальні процеси і підвищити продуктивність сталеплавильних агрегатів. Сталь одержували в рідкому стані, що давало можливість розливати її у форми (вилівниці) і вирішувало проблему надання відливкам необхідної форми. Перший цех почав працювати в Шеффільді (Великобританія) у 1860 році.

У вітчизняній практиці перші дослідження з бесемемерування почалися на Воткинському заводі в 1863 р., а в 1872 р. бесемемерівське виробництво було налагоджено на Обухівському заводі (С.-Петербург).

Сідней Джильхрист Томас (Великобританія), вирішуючи проблему видалення фосфору при продувці чавуну повітрям знизу, спочатку випробував футеровку конвертера із вапняку, а в 1878 р. запропонував робити її із доломіту. Це дало змогу формувати основний шлак при достатній, з виробничої точки зору, стійкості футеровки і видаляти з металу фосфор, що вирішувало проблему переділу томасівських чавунів, у першу чергу, для Західної Європи, залізородні родовища якої склалися, головним чином, із фосфористих руд. Так виник томасівський конвертерний процес. У вітчизняній практиці він ніколи не грав помітної ролі у зв'язку зі значними запасами більш рентабельних малофосфористих залізних руд.

Перші бесемемерівські і томасівські конвертери мали садку близько 1 т і використовувались як у рухомому (обертальні навколо поперечної осі), так і в нерухомому варіантах. Пізніше всі вони стали рухомими, а їх садка зросла до десятків тонн.

Становлення бічної продувки у конвертері повітрям пов'язане з іменами Бессемера (1862), Горенсона (Швеція, 1858), Тропенаса (Великобританія, 1891), Робера (США, 1888). Процес, що у вітчизняній літературі називається малобесемемерівським, знайшов застосування у сталеливарних цехах, переробляючи ливарний висококрем'янистий чавун у конвертерах садкою в кілька тонн.

У 1948-49 рр. проф. Р. Дюрер і Г. Хельбрюге провели в Герлафінгені (Швейцарія) дослідження з продувки чавуну в конвертері киснем зверху через водоохолоджувану фурму. Австрійські інженери (Т.Є. Суесс та ін., фірма ФЕСТ), ознайомившись із результатами цих досліджень, в 1949-1950 рр. провели свої експерименти в Лінці, знизивши тиск кисню і збільшивши висоту фурми над ванною, що зменшило швидкість зносу вогнетривів і збільшило швидкість окислення фосфору. Вони провели перші промислові плавки у 1952 р. в Лінці і взяли патент у США в 1957 р. У вітчизняній практиці верхня киснева продувка була освоєна в 1956 р. на заводі ім. Г.І. Петровського.

Спроби використовувати кисень для продувки в конвертері донного дуття продовжувались у 20-30-х роках ХХ століття. У 1933 р. М.І. Мозговий, а в 1945 р. В.В. Кондаков провели напівпромислові дослідження по використанню для цього чистого кисню. У 1959 р. описані дослідження ЦНДІЧМ по захисту вогнетривів днища від зносу подачею концентричного щодо кисневого дуття потоку діоксиду вуглецю.

У 1966 р. Ж. Савар і Р. Лі (Канада) взяли французький патент на використання в якості захисного середовища вуглеводневого газоподібного або рідкого палива, що ліг в основу розробленого у Франції варіанту LWS донної кисневої продувки. У 1968 р. на заводі Максимиліан Хютте (Німеччина) був освоєний варіант ОБМ.

У 70-80-х роках ХХ століття в США, Японії, Франції, Люксембурзі, Німеччині, Великобританії, Голландії було освоєно близько двох десятків різних варіантів комбінованої продувки, що поєднує продувку киснем зверху з подачею через днище кисню, повітря чи інертного газу, що дозволило регулювати процеси шлакоутворення і перемішування конвертерної ванни. У вітчизняній практиці перший конвертерний цех, спроектований і побудований під технологію комбінованої продувки, був введений на Дніпровському металургійному комбінаті.

У різні періоди світового розвитку сталеплавильного виробництва домінували різні способи виробництва сталі.

У 70-80-х роках ХІХ століття бесемерівським процесом виплавлялося понад 90% усієї сталі. У 10-х роках ХХ століття свого максимального обсягу виробництва досяг томасівський процес - 20% від усієї вироблюваної у світі сталі, стільки ж вироблялося бесемерівської сталі, а інші 60% виплавлялися в мартенівських печах.

Кількість сталі, вироблюваної киснево-конвертерними процесами, до останнього часу монотонно росла і в останні роки складає близько 70% від усієї виплавленої у світі сталі (близько 750 млн. т за рік). Переважають конвертери з комбінованою продувкою. У конвертерах із донною кисневою продувкою виробляється лише близько 3% усієї конвертерної сталі, а донного повітряного дуття - менше 1%.

Конвертерні процеси добре поєднуються із доменним процесом виробництва чавуну, так само, як одержання металізованої сировини прямим відновленням залізної руди - з електросталеплавильним процесом. Кожен із цих тандемів має свої переваги і недоліки, пов'язані з наявністю і розмірами запасів вихідної сировини, видом і питомими витратами енергоносіїв, ступенем впливу на навколишнє середовище. Прогнози на ХХІ століття припускають, що у поєднанні доменного процесу з конвертерним у світі буде вироблятися основна маса всієї сталі. Зрозуміло, якщо не виникне принципово нова сталеплавильна технологія, економічність якої значно перевищуватиме існуючі, як це відбулося у 50-х роках ХІХ століття, з появою бесемерівського процесу, чи через 100 років - у 50-х роках ХХ століття - конвертерного процесу з верхньою кисневою продувкою.

Якщо створення принципово інших металургійних технологій з інтервалом у сторіччя - це закономірність, то найближчі 50 років цей підручник буде старіти незначними темпами.

У підручнику глави 3, 4, 6, 12, 15 і розділи 7.1-7.5, 8.1, 8.10, 8.11 написані Б.М. Бойченком; глави 1, 2, 9, 10, 11, 13, 14 і розділ 7.11 - В.Б. Охотським; глава 5 і розділи 7.6-7.10 - П.С. Харлашиним. Розділи 8.2-8.9 надані професором О.Г. Величком, за що автори висловлюють йому щирі вдячність.

Написання підручника стало можливим завдяки тій роботі інженерів-сталеплавильників металургійних підприємств, яка була здійснена ними, починаючи з пуску першого в країні конвертерного цеху в 1956 р. Серед них чільне місце посідають випускники Національної металургійної академії України, що навчалися в групі МЧ-54-2. Ця група дала країні таких фахівців, як В.М. Гуров (начальник мартенівського цеху "Криворіжсталі", нині народний депутат, заступник голови Комітету Верховної Ради України), Ю.Д. Кузенков (міністр чорної металургії України, нині крупний підприємець), В.М. Кирсанов (керівник наукової служби Нижньодніпровського трубопрокатного заводу), відомий педагог-металург А.М. Руденко, провідні спеціалісти з проектування металургійних підприємств В.І. Колесников, В.М. Богдан, завдяки енергії і дійовій допомозі яких цей підручник побачив світ і які по праву можуть вважатися його співвидавцями.

## 1. СТРУМИННІ ТЕЧІЇ

Як і будь-який металургійний процес, конвертерний процес складається із локальних фізико-хімічних перетворень, головним з яких є взаємодія струменя окислювального дуття з металом, що визначається параметрами газового потоку на вході у метал.

Для продувки конвертерної ванни використовуються різні гази і їх сполучення: технічно чистий кисень (до 99,9% O<sub>2</sub>), кисень з аргонем (співвідношення від 3:1 до 1:3), повітря (21% O<sub>2</sub>), збагачене (до 35%) киснем повітря, кисень в суміші з CO<sub>2</sub> або водяною парою (співвідношення близько 1:1), природний газ, пропан, газифіковані важкі вуглеводні та інші гази.

Для формування дуттєвих струменів використовують різні дуттєві пристрої (трубки, сопла, пористі вставки) і в залежності від їх конструкції, положення щодо рівня ванни (вище чи нижче його) і параметрів газу перед дуттєвим пристроєм дуття взаємодіє з металом по-різному.

### 1.1. Конструкція дуттєвих пристроїв

Для донного повітряного дуття в бесемерівських і томасівських конвертерах використовуються отвори, що проходять крізь футеровку днища конвертера і мають приблизно циліндричну форму. Діаметр сопел складає від 9 до 20 мм, частіше - 10-15 мм.

Для бесемерівського процесу сопла групують по 7-12 штук у фурмі, яка має форму зрізаного конуса з вогнетривкого матеріалу (шамоту), з відстанню між ними 30-40 мм, з кутом нахилу до осі фурми близько 6° і довжиною, що приблизно дорівнює товщині днища (кількість фурм - 7-35, а сопел - 80-350). Фурми вставляються в отвори днища, а після зносу від дії високих температур у зоні взаємодії окислювального дуття з металом, що відбувається за 4-7 плавов, вибиваються і замінюються новими. Це відбувається багаторазово протягом кампанії днища, що триває 140-150 плавов.

Для томасівського процесу отвори у днищі (сопла) також мають циліндричну форму, але виготовляються разом із днищем і розташовані рівномірно по його площі. Їх діаметр складає 10-16 мм, відстань між їх осями - 60-120 мм, а кількість - 100-300 штук.

Оскільки внутрішня поверхня сопел в обох випадках є поверхнею вогнетривкого матеріалу, тобто шорсткуватою, при течії газового потоку по соплу мають місце значні втрати напору дуття на тертя. Щоб їх зменшити, в окремих випадках сопла виготовляються із металевих труб, закладених у футеровку, але це збільшує витрати на процес.

Циліндрична форма сопел при надкритичному тиску перед соплом забезпечує одержання звукового струменя газу на виході із нього.

При малому бесемеруванні сопла виконуються у футеровці стінки конвертера вище або нижче рівня ванни і являють собою отвори у вогнетривкій вставці або металеву трубку у вогнетривкій цеглі. Їх осі звичайно паралельні між собою. Кількість сопел (їх ще називають фурмами) звичайно 5-9 і збільшується зі збільшенням садки конвертера від 1 до 5 т. Діаметр сопел 20-40 (частіше 30-35) мм, а відстань між їх осями - 45-70 мм. Тиск дуття завжди нижче критичного і тому дуття, що витікає, завжди має дозвукову швидкість. Стійкість сопел (фурм) - 10-15 плавов, що при стійкості конвертера 100-180 плавов вимагає періодичного ремонту сопел.

В сучасних конвертерах аргонокисневого рафінування, використовуваних для продувки, у тому числі хромовмісного металу, на м'яку сталь, дуття підводиться збоку, значно нижче рівня ванни. При садці конвертерів 10-100 т кількість сопел (фурм) складає 2-5, вони розташовані у футеровці стін конвертера на половині периметру, їх осі спрямовані

по радіусу конвертера, діаметр отвору 6-15 мм для подачі кисню й аргону. Вони виконані із трубок корозійностійкої сталі, закладених у футеровку. Оскільки тиск газів перед соплом завжди вище критичного, то струмінь, що витікає, має звукову швидкість.

Знос футеровки стінки вище фурм відбувається удвічі швидше, ніж в інших місцях. При донній кисневій продувці в конвертерах садкою 20-230 т використовуються 6-22 фурми, що представляють собою конструкцію "труба в трубі". По внутрішній мідній трубі діаметром 11-28 мм подається кисень, а по щілинному зазору між нею і зовнішньою трубою з корозійно-стійкої сталі шириною 2-3 мм - захисне середовище: природний газ, пропан, мазут, рідко інші гази, що захищають футеровку днища від зносу високотемпературними середовищами зони взаємодії окислювального дуття з металом. Витрати захисного середовища складають близько 10% від витрат кисню.

Оскільки центральне сопло - циліндричне, а стінки щілини рівнобіжні між собою, то при надкритичному тиску кисню і захисного газу перед фурмою всі гази витікають зі звуковою швидкістю.

Фурми розташовані звичайно в центральній частині днища, а відстані між їх осями складають 140-750 мм. Іноді зона розміщення фурм ексцентрична щодо осі конвертера.

Досягнута стійкість фурми дорівнює стійкості днища. Існує варіант технології аргонокисневого рафінування з подачею дуття через днище конвертера. На 15-тонному конвертері використовується 5 фурм. Садка конвертерів досягає 70 т. Подробиці конструкції дуттєвих пристроїв невідомі.

Найбільш розповсюджений варіант киснево-конвертерного процесу - верхня продувка киснем через водоохолоджувану фурму, встановлену вище рівня спокійної ванни. Кінцева частина (наконечник) фурми протяжністю 200-400 мм виготовляється із міді. У наконечнику фурми розміщується від 1 до 12 сопел при садці конвертера від 5 до 400 т. Сопла також виготовляються із міді і зварюються з торцевою частиною наконечника.

На початку становлення верхньої продувки, незалежно від садки конвертера, використовувалися фурми з одним циліндричним соплом, що конічно сходиться, або соплом Лаваля (рис.1.1.). При надкритичному тиску кисню перед соплом у перших двох випадках швидкість витікання кисню із сопла  $W_{вих}$  - звукова, а в останньому - надзвукова.

При досить великій садці конвертера і значних витратах кисню на одне сопло  $Q_{O_2}$  продувка супроводжувалась викидами з конвертера металу і шлаку. Спроби пом'якшити

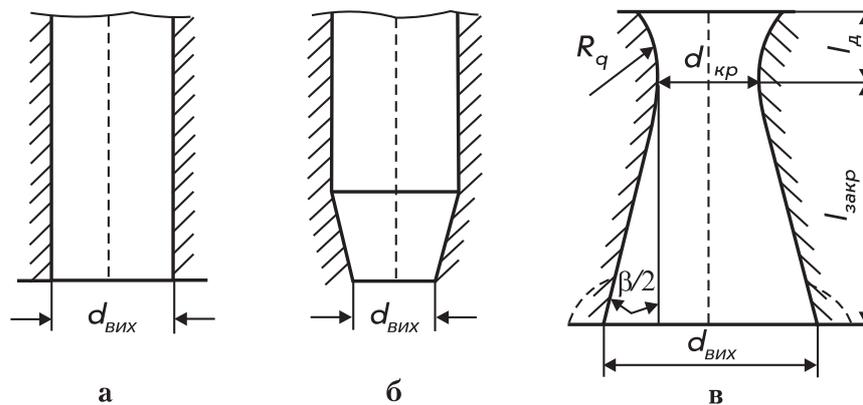


Рис 1.1. Схема будови сопел

процес взаємодії струменя з металом шляхом виконання спіралеподібної нарізки по внутрішній поверхні сопла не вирішили проблеми.

При переході на конструкцію фурми з 2-3 і більше соплами витрати кисню на одне сопло зменшилися, і викиди були в основному ліквідовані. Це сталося в першій половині 60-х років, а в подальшому фурми почали виготовляти практично тільки із соплами Лаваля, що збільшило динамічний тиск струменя і дало змогу забезпечити досить інтенсивну взаємодію струменя з ванною при більш високому положенні фурми.

При садці конвертерів 50-400 т критичний діаметр сопла Лаваля  $d_{кр} = 20-50$  мм, вихідний -  $d_{вих} = 30-65$  мм, витрати кисню на одне сопло складають  $q_{o_2} = 30-300$  м<sup>3</sup>/хв. У багатоканальній фурмі вісь сопла нахилена на 8-25° відносно осі фурми, що розводить кисневі струмені в сторони і збільшує ту частину конвертерної ванни, яка піддається безпосередньому впливу дуттєвих струменів і зберігає позитивний принцип зменшення витрат газу на одне сопло без лиття струменів.

Із зони взаємодії кисню з металом періодично, з частотою близько 10 Гц, викидаються сплески і краплі металу з температурою понад 2000°C, частина з яких падає на торцеву поверхню водоохолоджуваної фурми (лобовину). При ударі сплеску і краплі об лобовину виникає локальний тепловий потік значної інтенсивності, який викликає перегрів мідної стінки лобовини наконечника. Якщо потік охолоджуючої води рухається відносно лобовини фурми із досить великою швидкістю, то цей локальний перегрів знімається, не викликаючи підвищення температури стінки до величини температури плавлення міді (1083°C), і прогару фурми не відбувається. У протилежному разі через стінку, що прогоріла, на конвертерну ванну починає текти охолоджуюча вода, виникає небезпека вибуху, що змушує зупиняти продувку і міняти фурму чи наконечник.

Мідь - дорогий і дефіцитний метал, і це змушує вживати заходів щодо запобігання прогару. Найбільш ефективним є підвищення швидкості охолоджуючої води, що омиває лобовину наконечника, до 8 м/с і більше.

Раніше стійкість наконечника складала приблизно таку ж кількість плавок, що і стійкість футеровки, і фурму замінювали при ремонті футеровки. При використанні останнім часом легкового брукхту, що займає на початку продувки значну частину внутрішнього обсягу конвертера, збільшилась імовірність прогару фурми при ударі кисневого струменя об поверхню кусків брукхту, що виступають над поверхнею ванни, і утворення бризок палаючого металу, які бомбардують лобовину фурми і викликають її прогар. При цьому стійкість наконечника знижується від кількох сотень до кількох десятків плавок, тобто на порядок величини.

Зі зниженням ступеня чистоти міді, з якої виготовляється наконечник, зменшується коефіцієнт теплопровідності стінки лобовини, збільшується імовірність перегріву, оплавлення і прогару лобовини.

Відомі неодноразові спроби виготовлення фурм для верхньої кисневої продувки із соплами, поперечний переріз яких не осесиметричний, наприклад, щілиноподібними. Випадки досить тривалої роботи таких фурм у виробничому, а не в дослідницькому режимі, невідомі.

При комбінованій верхньодонній продувці киснем у днищі встановлюється 4-6 таких же фурм, як і при суто донному кисневому дутті. В залежності від садки конвертера, витрати кисню на одну фурму складають 10-30 м<sup>3</sup>/хв, а частка кисню, що подається знизу, від його загальних витрат зверху і знизу - 10-30%.

При комбінованій продувці зверху киснем і знизу інертним газом донні дуттєві пристрої можуть бути різної конструкції.

Широке поширення одержали вставки у днищі з пористих вогнетривів, які мають так звану наскрізну пористість, тобто пори, що з'єднують між собою торці вставки. У цьому випадку під тиском інертного газу тече по порах від зовнішнього торця, до якого він підводиться, до внутрішнього, який виходить у конвертерну ванну. При цьому в металі утворюються бульби інертного газу невеликого діаметра, які спливають і

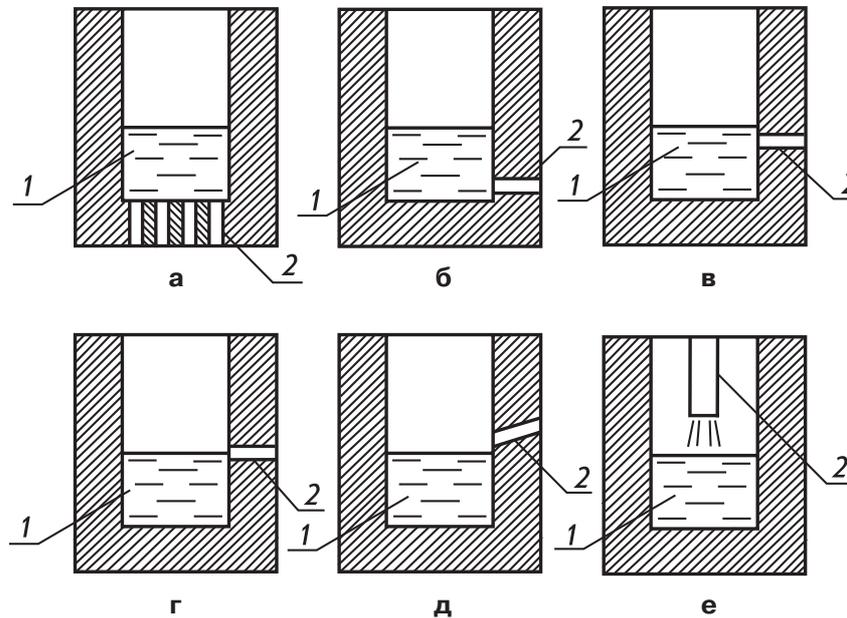


Рис. 1.2. Схеми підведення дуття до ванни

викликають перемішування ванни. Досить малий розмір пор запобігає затіканню металу у сопло внаслідок капілярного ефекту навіть при відключенні подачі інертного газу.

Іноді у вогнетривкій вставці пори утворюються за рахунок запресовування у вогнетрив стержнів діаметром 1-2 мм із наступним їх витягуванням. Такі вставки зі спрямованою пористістю дозволяють також відключати подачу інертного газу, не боячись затікання металу в канали. Кількість таких вставок - близько 10.

Іноколи діаметр каналів збільшують до 2-6 мм, а їх сумарна кількість у кількох вогнетривких вставках складає  $10^1-10^2$  штук при відстані між каналами від 40 до 10 мм і витратах інертного газу аргону  $10^1-10^0$  м<sup>3</sup>/год. Зі збільшенням витрат інертного газу і зменшенням відстані між каналами збільшується імовірність переохолодження металу й утворення навколо каналів затверділого металу (охолодей). Охолоді перекривають отвір каналу і знижують чи навіть припиняють витікання газу із каналів у конвертерну ванну.

При діаметрі отворів для подачі інертного газу 6-8 мм його подають через металеві трубки у днищі конвертера, які в кількості 10 встановлюють у різних місцях днища - центральній або ексцентрично розташованій його частині, по окружності, діаметр якої певним чином співвідноситься з діаметром ванни.

Схеми положення сопел і фурм (2) відносно конвертерної ванни (1) наведені на рис. 1.2.

## 1.2. Дозвукові струмені

Існує критичний початковий тиск газу перед соплом, нижче якого витікання газу із сопла буде відбуватися з дозвуковою швидкістю

$$p_{\text{поч}}^{kp} / p_{\text{навк}} = [(k+1)/2]^{k/(k-1)}, \quad (1.1)$$

де  $k$  - адіабатична стала, що дорівнює 1,6 для одноатомних; 1,4 - для двоатомних і 1,3 - для багатоатомних газів;  $p_{навок}$  - тиск навколишнього середовища.

Для кисню  $p_{поч}^{кр} \approx 0,189$  МПа при звичайному для навколишнього середовища тиску 0,1 МПа.

При тиску перед соплом  $p_{навок} > p_{поч}^{кр}$  і в циліндричному чи соплі, що конічно збігається, швидкість на виході із сопла  $w_{вих}$  стає відповідною швидкості звуку у витікаючому середовищі.

$$w_{вих}^{кр} = w_{зв} = [2kR'T_{поч} / (k+1)]^{1/2}, \quad (1.2)$$

де  $R' = 8319/M$  - питома газова постійна;  $T_{поч}$  - температура газу перед соплом;  $M$  - молекулярна маса газу.

Швидкість витікання дозвукового газового струменя при  $w_{вих} < 0,4w_{вих}^{кр}$ , без врахування втрат статичного тиску газу у соплі на тертя і місцеві опори, становитиме

$$w_{вих} = [2(p_{поч} - p_{навок}) / \rho_{поч}], \quad (1.3)$$

де  $\rho_{поч}$  - густинність газу перед соплом.

Відповідно тиск газу на виході із сопла

$$p_{вих} = p_{навок}, \quad (1.4)$$

а його густинність

$$\rho_{вих} \approx \rho_{навок} \quad (1.5)$$

При  $0,4w_{вих} < w_{вих} < w_{кр}$  розширення газу у соплі відбувається адіабатично і

$$w_{вих} = \left\{ [2kR'T_{поч} / (k-1)] \left[ 1 - (p_{вих} / p_{поч})^{(k-1)/k} \right] \right\}^{1/2}, \quad (1.6)$$

де  $p_{вих} = p_{навок}$ , густинність газу на виході із сопла буде

$$\rho_{вих} = \rho_{навок} / R'T_{поч} [1 - \lambda^2(k-1)/(k+1)], \quad (1.7)$$

а температура -

$$T_{вих} = p_{вих} / \rho_{вих} R' \quad (1.8)$$

За виразами (1.6) - (1.8) можна розрахувати, наприклад, параметри витікаючих струменів при продувці в томасівському і малобесемерівському процесах.

За межами сопла дозвуковий струмінь взаємодіє з навколишнім середовищем: атмосферою конвертера, як при малому бесемеруванні з розташуванням сопла вище рівня ванни, або з атмосферою утвореної газової бульби, як у томасівському процесі і при малому бесемеруванні з розташуванням сопла нижче рівня ванни.

Оскільки в обох випадках навколишнє середовище має більш високу температуру і, отже, меншу густинність газу, то витікання струменя у навколишнє середовище відбувається в неізотермічному режимі, який характеризується параметром неізотермічності:

$$\bar{\rho} = \rho_{навок} / \rho_{вих}. \quad (1.9)$$

Швидкість газу на виході із сопла досить велика, щоб критерій Рейнольдса струменя  $Re_{вих} = w_{вих} d_{вих} \rho_{вих} / \eta_{вих}$ , де  $\eta_{вих}$  - динамічна в'язкість газу, що витікає, була більшою за критичну величину  $Re_{кр} \geq 2000$ . Тому струмінь, що витікає, буде турбулентним.

Склад навколишнього газу для різних конвертерних процесів, наведених нижче, і  $\rho_{навк}$  розраховується за правилом адитивності густинності складових газу, з урахуванням їх об'ємних концентрацій. В процесі продувки в конвертері температура ванни зростає і, відповідно, зростає температура навколишнього середовища, яка у першому наближенні може дорівнювати температурі ванни. Густиність же навколишнього середовища, при збільшенні його температури, зменшується і, відповідно, зменшується величина параметра неізотермічності.

Якщо газовий турбулентний струмінь витікає в необмежений стінками, затоплений (нерухоме навколишнє середовище), заповнений газом простір, то, в результаті змішування газів струменя і навколишнього середовища, швидкість газу на осі струменя змінюється так, як показано на рис. 1.3, а. Існує початкова ділянка довжиною  $l_{поч}$ , у межах якої швидкість на осі струменя залишається відповідною швидкості газу на виході із сопла ( $w_{всб} = w_{вих}$ ), а нижче по потоку швидкість на осі зменшується за законом

$$w_{всб} / w_{вих} = (l_{поч} / x) \bar{\rho}^{-1/2}, \quad (1.10)$$

де  $x$  - відстань від сопла точки, що розглядається на осі струменя.

Найчастіше довжини  $l_{поч}$  виражають не в абсолютних одиницях, а відносно вихідного діаметра сопла:  $\bar{l}_{поч} \equiv \bar{l}_{поч} / \bar{l}_{вих} d_{вих}$  і  $\bar{x} \equiv x / d_{вих}$ .

Для дозвукового турбулентного затопленого неізотермічного струменя

$$\bar{l}_{поч} = 6,1 \bar{\rho}^{-0,147}, \quad (1.11)$$

а напівкут розкриття меж струменя дорівнює

$$tg(\theta / 2) = 0,188 \bar{\rho}^{-0,137} \quad (1.12)$$

і, таким чином, зі зменшенням параметра неізотермічності далекобійність газового струменя збільшується.

Фактично в умовах конвертера дуттєві струмені витікають у простір, обмежений стінками конвертера вище рівня ванни або поверхнею газової бульби, якщо струмінь витікає, під рівень ванни, при цьому рухається навколишнє середовище. Закономірності поведінки таких струменів вивчені ще недостатньо і в першому наближенні можна користуватися виразами (1.10) - (1.12).

У поперечному перерізі турбулентного затопленого неізотермічного струменя швидкість газового потоку максимальна на осі струменя і при збільшенні відстані від осі  $r$  зменшується до нуля на відстані  $r = R$ , де  $R$  - радіус, на якому знаходяться межі струменя

$$R = 2x tg(\theta / 2) \quad (1.13)$$

Для опису зміни швидкості  $w$  у поперечному перерізі за межами початкової ділянки використовується вираз Шліхтинга

$$w / w_{всб} = [1 - (r / R)^{3/2}]^2, \quad (1.14)$$

або вираз

$$w / w_{всб} = \exp[-k_w (r / x)^2], \quad (1.15)$$

де  $k_w$  - постійна для даної величини  $\bar{\rho}$ , величина якої зменшується від 100 при  $\bar{\rho}=0,7 - 1,0$  до 50-60 при  $\bar{\rho} > 10$ .

У зв'язку з недостатньою визначеністю величини  $k_w$  зручніше користуватися виразом (1.14).

Динамічний тиск на осі струменя  $(\rho w^2)_{вісь}$ , пов'язаний з динамічним тиском на виході із сопла  $(\rho w^2)_{вих}$  виразом

$$(\rho w^2)_{вісь} / (\rho w^2)_{вих} = (\bar{l}_{поч} / \bar{x})^2, \quad (1.16)$$

а в поперечному перерізі струменя за межами початкової ділянки динамічний тиск  $(\rho w^2)$  змінюється за профілем Шліхтинга

$$(\rho w^2) / (\rho w^2)_{вісь} = [1 - (v/R)^{3/2}]^4 \quad (1.17)$$

Внаслідок масообміну турбулентного струменя з навколишнім середовищем останній ежектуються у газовий потік і його масові витрати  $G$  на відстані  $x$  збільшуються, в порівнянні з вихідним  $G_{вих}$ , за рівнянням

$$G / G_{вих} = k_{G_T} \bar{x} \bar{\rho}^{1/2}, \quad (1.18)$$

де  $k_{G_T}$  - деяка стала, що дорівнює  $k_{G_T} = 0,28 - 0,32$ .

Оскільки в конвертерних процесах дуття містить кисень, а навколишнє середовище - продукти окислення вуглецю, в тому числі монооксид вуглецю, то останній згоряє у кисні дуття й утворюється високотемпературний факел палаючого газу, який містить як гази, що входять до складу дуття ( $O_2$ ,  $N_2$ ,  $Ar$ ,  $CO_2$ ,  $H_2O$ ), так і продукти горіння ( $CO_2$ ,  $H_2O$ ).

Рафінування конвертерної ванни, таким чином, здійснюється не газом, витікаючим із дуттєвого пристрою, а газом того складу, який контактує з металом конвертерної ванни. Оскільки в цій суміші головним окислювачем є кисень, що міститься у деякій концентрації, то це не заважає записувати окислювальні реакції, що протікають за участю газової фази, використовуючи як реагент саме  $O_2$ .

Горіння у струмені дещо змінює газову динаміку дуттєвих струменів внаслідок зміни її температури в результаті горіння. Експерименти показують, що в параметрі неізотермічного плин у якості  $\rho_{навок}$  повинна бути використана густинність продуктів горіння. Складність і недостатнє знання цих процесів дає змогу в першому наближенні рекомендувати для розрахунків, все-таки, вираз (1.9).

Якщо газовий турбулентний струмінь несе тверді чи рідкі дисперговані частинки, наприклад, порошкоподібне вапно чи рідке паливо, то закономірність руху струменя з дисперговою фазою змінюється. Зокрема, довжина початкової ділянки стає рівною.

$$\bar{l}_{поч} = 6 / [1,35 + 1,32 \lg(0,54 + \chi)], \quad (1.19)$$

де  $\chi = G / G_{вих}$  - масова концентрація диспергової фази;  $G_{T_p}$  - масові витрати диспергової фази через сопло.

При  $\chi \rightarrow 0$  довжина початкової ділянки  $\bar{l}_{поч} \rightarrow 6$ , як для суто газового струменя.

Газові струмені, що несуть дисперговану фазу, формуються шляхом введення останньої у газовий потік, що тече по трубопроводу до сопла. Дисперговані частинки поступово розганяються у потоці газу за рахунок його кінетичної енергії і їх швидкість  $w_p$  співвідноситься зі швидкістю газу у трубопроводі  $w_{mp}$  відповідно до виразу

$$w_p / w_{mp} = 1 / [1 + f(\rho_p / \rho)^{1/2}], \quad (1.20)$$

де  $f = (c'_f / c_f)^{1/2}$  - показник тертя;  $c'_f$  - коефіцієнт тертя;  $c_f$  - коефіцієнт опору форми частинок;  $\rho_p, \rho$  - густинність речовини частинки і газу.

Величина показника тертя може бути визначена за виразами

$$f = 7,76 \cdot 10^{-4} k_p^{0,775} \text{ при } k_p < 161, \quad (1.21)$$

де  $k_p = \rho_p d_p / \rho d_{mp}$ ;  $d_p$  - розмір частинок;  $d_{mp}$  - діаметр трубопроводу, а при  $k_p > 161$

$$f = 0,04, \quad (1.22)$$

якщо розмір частинок  $d_p > 100$  мкм і вони мають, внаслідок цього, досить велику інерцію.  
Для частинок з  $d_p < 100$  мкм

$$f = 1,78 k_p^{-1,50}. \quad (1.23)$$

Для досягнення сталої швидкості частинок при русі по трубопроводу необхідна значна

величина критерію Рейнольдса по частці  $Re_p^{kp} \equiv \frac{w_{mp} d_p \rho}{\eta}$ , де  $\eta$  - динамічна в'язкість газу.

При концентрації диспергованих частинок у газовому потоці  $\chi < 1$  для цього  $Re_p^{kp}$  повинно бути

$$Re_p^{kp} > 1,1 \cdot 10^4 (d_p / d_{mp})^{1,20}, \quad (1.24)$$

а при  $\chi > 1$

$$Re_p^{kp} > 1,78 \cdot 10^5 (d_p / d_{mp})^{1,20}. \quad (1.25)$$

При густинності частинок, що перевищують на три порядки густинність газу, згідно з (1.20) і (1.22) швидкість частинок у трубопроводі досягає 40-50% від швидкості газу. Експериментально на виході із сопла вона складає близько 40% від швидкості витікаючого газу.

За межами сопла швидкість руху частинок внаслідок більшої, ніж у газу, густинності, і тому інерції, зменшується повільніше, ніж газу, і на деякій відстані від сопла може стати більшою, ніж швидкість газу.

Експерименти показують, що взаємодія з конвертерною ванною газового струменя, що несе дисперговану фазу, може бути розрахована з використанням усереднених по потоку швидкості динамічного напору і густинності.

### 1.3. Звукові і надзвукові струмені

Якщо тиск газу перед соплом перевищує критичну величину, розраховану по (1.1), то при циліндричному соплі, чи такому, що конічно сходиться, швидкість газу на виході із сопла стає відповідною критичній (звуковій), величина якої визначається виразом (1.2). При збільшенні початкового тиску понад критичний, швидкість газу залишається рівною критичній, тиск газу на виході із сопла збільшується відповідно до виразу

$$p_{вих} / p_{поч} = [2 / (k + 1)]^{k / (k-1)}, \quad (1.26)$$

а густинність газу, що витікає, складає

$$\rho_{вих} / \rho_{поч} = [2 / (k + 1)]^{1 / (k-1)}. \quad (1.27)$$

Характеристикою звукового струменя є параметр нерозраховності

$$n = p_{вих} / p_{навок} \quad (1.28)$$

і при  $n > 1$  у струмені з'являються коливання тиску і він набуває пористої структури з довжиною вічка

$$\lambda j / d_{вих} = 1, 2[(p_{поч} - p_{поч}^{кр}) / p_{навок}]. \quad (1.29)$$

Кількість таких вічок тим більша, чим більший початковий тиск газу перед соплом.

Пориста структура звичайно зберігається протягом початкової ділянки (рис. 1.3, б), довжина якої дорівнює

$$\bar{l}_{поч} = 7, 1 \bar{p}^{0,22}, \quad (1.30)$$

а за її межами течія газового потоку може розглядатися такою ж, як у дозвукового турбулентного струменя і розраховуватись за виразами: (1.10) - для осьової швидкості, (1.14) - для швидкості в будь-якій точці поперечного перерізу, (1.16) і (1.17) - для динамічного напору, (1.18) - для масових витрат у струмені.

Для звукового струменя напівкут розкриття його меж приблизно дорівнює

$$\text{tg}(\theta / 2) \approx 0, 114, \quad (1.31)$$

у тому числі при витіканні кисневого струменя в гарячий горючий газ, і може коливатися в діапазоні 0,102 - 0,135.

Витрати газу через сопло при  $p_{поч}^{кр}$  складають,  $\text{м}^3/\text{хв}$

$$q = k_q f_{кр} p_{поч} \quad (1.32)$$

де  $k_q = 6, 35 / M^{1/2}$  - теоретично для газу з молекулярною масою  $M$ ,  $f_{кр}$  - площа критичного перерізу сопла,  $\text{см}^2$ ;  $p_{поч}$  - тиск газу перед соплом, атм.

Характеристикою струменя, що витікає, є його імпульс

$$i = G_{вих} w_{вих} + f(p_{вих} - p_{навок}), \quad (1.33)$$

який для дозвукового струменя при  $p_{вих} = p_{навок}$  набуває вигляду

$$i = G_{вих} w_{вих}. \quad (1.34)$$

Якщо при  $p_{вих} > p_{вих}^{кр}$  струмінь витікає із сопла Лавалю (рис.1.1), то він набуває надзвукової швидкості витікання (рис. 1.3, б):  $w_{вих} > w_{вих}^{кр}$ . Надзвукові струмені характеризуються коефіцієнтом швидкості струменя

$$\lambda \equiv w_{вих} / w_{вих}^{кр}, \quad (1.35)$$

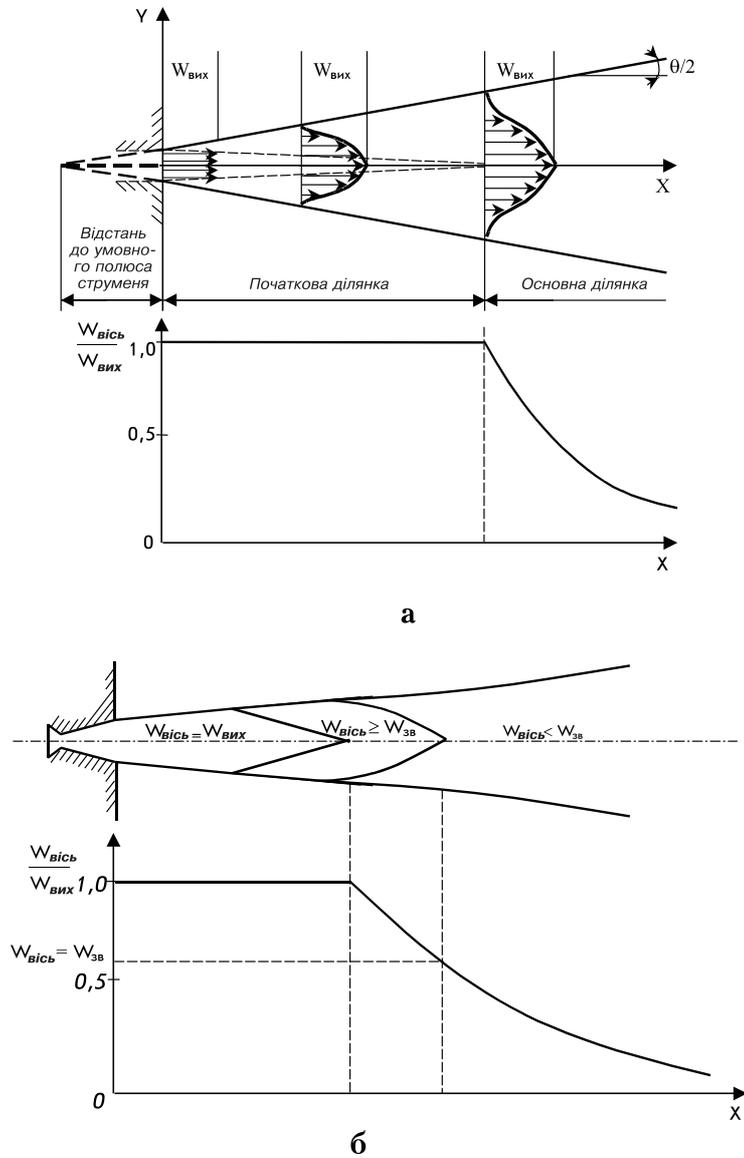


Рис 1.3. Структура струменя

який розраховується за виразом

$$\lambda = \left\{ (k+1)/(k-1) \left[ 1 - (p_{вих} / p_{поч})^{(k-1)/k} \right] \right\}^{1/2}. \quad (1.36)$$

Величина коефіцієнта швидкості при даному початковому тиску залежить від співвідношення площі перерізу сопла Лавалю на виході і в критичному перерізі відповідно до виразу неявного виду

$$f_{вих} / f_{кр} = (1/\lambda) \left\{ [2/(k+1)] \left[ 1 - \lambda^2 (k-1)/(k+1) \right]^{1/(k-1)} \right\}. \quad (1.37)$$

При  $f_{вих} = f_{кр}$  коефіцієнт швидкості дорівнює  $\lambda = 1$ , а струмінь перетворюється у звуковий. При  $f_{вих} > f_{кр}$  коефіцієнт стає  $\lambda > 1$ , а струмінь - надзвуковим.

Тиск у струмені на виході із сопла Лавалю буде

$$p_{вих} / p_{поч} = [1 - \lambda^2(k-1)/(k+1)]^{k/(k-1)}, \quad (1.38)$$

а густинність газу

$$\rho_{вих} / \rho_{поч} = [1 - \lambda^2(k-1)/(k+1)]^{1/(k-1)}. \quad (1.39)$$

Таким чином, у міру збільшення відношення  $f_{вих} = f_{кр}$  величина  $\lambda$  і швидкість струменя збільшуються, а тиск і густинність газу зменшуються.

Відповідно, параметр нерозраховності надзвукового струменя, що дорівнює  $n = p_{вих} / p_{навок}$ , в міру збільшення відношення  $f_{вих} > f_{кр}$  і зменшення  $p_{вих}$  буде зменшуватись і при  $n=1$  надзвуковий струмінь називається розраховним, при  $n > 1$  - недорозширеним, а при  $n < 1$  - перерозширеним.

При  $n < 0,5$  тиск у струмені  $p_{вих}$  стає настільки малим, що під дією тиску в навколишньому середовищі газовий потік відірветься від стінок закритичної частини сопла Лавалю, що розширюються, струмінь витікатиме з критичного перерізу сопла Лавалю і стане звуковим.

У конвертерах з верхньою кисневою продувкою і використанням у фурмі сопел Лавалю при  $n < 1$  і  $p_{вих} < p_{навок}$  можливий відрив струменя від стінок сопла не на всій довжині закритичної його частини, а на деякій відстані від вихідного перерізу. При цьому гарячий газ навколишнього середовища затікає у сопло на цю довжину, викликаючи появу додаткового теплового потоку на тій частині стінки сопла, яка прилягає до лобовини наконечника фурми. Оскільки, внаслідок особливостей конструкції цього вузла фурми, охолоджуюча вода може утворювати застійні зони і місце стику сопла з лобовиною охолоджується менш ефективно, ніж в інших місцях наконечника, додатковий тепловий потік може викликати перегрів вихідної частини стінок сопла Лавалю, аж до їх оплавлення і прогару фурми в цьому місці. Але навіть без прогару знос вихідної частини стінок сопла змінює конфігурацію вихідного перерізу і викликає зниження коефіцієнта швидкості і швидкості витікання струменя, його динамічного напору і здатності досить глибоко занурюватися в конвертерну ванну. Це знижує швидкість окислення домішок металу і збільшує швидкість окислення заліза, викликає переокислення шлаку і його викиди.

Довжина початкової ділянки надзвукового струменя складає

$$l_{поч} = 6,8\bar{p}^{-1/2}, \quad (1.40)$$

а напівкут розкриття його меж

$$tg(\theta/2) = 0,19M^{-0.985}n^{-0.139}, \quad (1.41)$$

де  $M$  - число Маха струменя, зв'язане з  $\lambda$  співвідношенням

$$M^2 = 1/[(k+1)/2\lambda^2 - (k-1)/2]. \quad (1.42)$$

Кисень, що виробляється у кисневих блоках металургійного підприємства, надходить одночасно до численних його споживачів: доменного і сталеплавильних, прокатних цехів, кожен з яких витрачає кисень з інтенсивністю, що змінюється протягом доби. Оскільки

інтенсивність виробітку кисню приблизно постійна, а витрати - змінні, то і тиск кисню в мережі, в тому числі у трубопроводі, що підводить його у конвертерний цех, також змінюється. Ці коливання можуть досягати 10-20% від деякого середнього тиску на вході трубопроводу в цех, вони викликають відповідні коливання і у витратах кисню на продувку.

Всередині конвертерного цеху кисень розподіляється по трубопроводах до кожного із конвертерів.

Тиск кисню звичайно вимірюється в загальному трубопроводі на вході у цех і складає 15-20 атм, а потім - на трубопроводах, що підводять його до кожного із конвертерів. В залежності від місцевих опорів і тертя у трубопроводах, тиск кисню у трубопроводі даного конвертера на 3-5 атм менший, ніж на вході у цех.

При течії кисню по трубопроводу від місця виміру тиску кисню до сопла кисневої фурми відбувається подальше зниження тиску, величина якого залежить від тертя у трубопроводі і місцевих опорів і звичайно складає близько 3-5 атм.

Таким чином, та величина початкового тиску кисню, яка визначає параметри витікання кисневого струменя, не вимірюється і коливається у часі, що робить розрахунок сопла Лавалю для кисневої фурми досить складною технічною задачею, яка при розробці нової конструкції сопла у діючому конвертерному цеху вирішується наступним чином.

При безаварійній роботі кисневого цеху і цехів-споживачів кисню протягом кількох змін періодично контролюються максимально можливі витрати кисню  $I_{O_2}$  через кисневу фурму зі старою конструкцією сопел Лавалю. За виразом (1.32) визначають той тиск кисню перед соплом  $P_{поч}$ , при якому можливі ці витрати на одне сопло  $q = I_{O_2} / n_c$ , де  $n_c$  - кількість сопел у фурмі, і визначають мінімальний.

Задаються припустимим параметром нерозрахунковості струменя  $n$ , при якому відриву струменя від стінок закритичної частини сопла Лавалю не відбудеться (звичайно приймають  $n=1,1 - 1,2$ ), і визначають тиск газу на виході із сопла, який при цьому матиме місце, за виразом (1.28).

За (1.36) розраховують коефіцієнт швидкості струменя для цього режиму витікання, а потім за (1.37) - співвідношення площ перерізу сопла Лавалю у вихідній і критичній частині сопла. Для нової конструкції фурми і сопла Лавалю по заданих витратах кисню  $I_{O_2}$  і кількості сопел  $n_c$  визначають витрати кисню на одне сопло  $q = I_{O_2} / n_c$ , а за виразом (1.32) - значення нової площі критичного перерізу сопла  $f_{кр}$  і з використанням знайденого відношення  $f_{вих} / f_{кр}$  - площа вихідного перерізу сопла. Відповідно визначаються діаметри сопла Лавалю у критичному  $d_{кр}$  і вихідному  $d_{вих}$  перерізах.

Діаметр сопла Лавалю у вхідному перерізі (рис. 1.1) звичайно дорівнює

$$d_{ex} = 1,26 d_{кр}, \quad (1.43)$$

а довжина докритичної частини, на якій відбувається звуження сопла від  $d_{ex}$  до  $d_{кр}$ ,

$$l_{\partial} = 0,5 d_{кр}. \quad (1.44)$$

При таких параметрах докритичної частини напівкут входу складе  $37^\circ$  (звичайно беруть  $30-45^\circ$ ) і втрати тиску на вхід будуть досить малими. Іноді, при обмежених розмірах труби, що підводить кисень, і неможливості розміщення в її межах необхідної кількості сопел  $n_c$  даного вхідного діаметра  $d_{ex}$ , від вхідної ділянки сопла Лавалю відмовляються, а розміщують всередині труби сопла, починаючи з критичного перерізу. Це збільшує втрати тиску на переході від кисневої труби до сопла на 20%.

Кут розкриття закритичної частини сопла Лавалю  $\beta$  може бути обраний у межах  $5-16^\circ$ . При малій величині кута довжина закритичної частини сопла Лавалю, яка дорівнює

$$l_3 = (d_{вих} - d_{кр}) / 2 \operatorname{tg}(\beta / 2), \quad (1.45)$$

подовжується, що збільшує втрати тиску на тертя газу об стінки сопла. При  $\beta > 16^\circ$  виникає небезпека відриву струменя від його стінок. Звичайно величину обирають у межах  $6-10^\circ$ .

Швидкість на осі надзвукового струменя за межами початкової ділянки можна розрахувати за виразом (1.10), використовуючи величину  $l_{\text{поч}}$ , визначену за (1.40), а в поперечному перерізі струменя - за (1.14). Відповідно для динамічних напорів, можна використовувати рівняння (1.16) і (1.17), для масових витрат - (1.18), імпульсу струменя - (1.33). Для розрахункового надзвукового струменя, оскільки  $p_{\text{вих}} = p_{\text{навок}}$ , імпульс визначається за (1.34).

Для багатоканальної фурми верхнього кисневого дуття необхідно також визначити кут нахилу осі кожного із сопел до вертикальної осі фурми, який би запобігав злиттю струменів. Він може бути знайдений із виразу

$$\sin\alpha \geq \sin(\theta/2) / \sin(180/n_c), \quad (1.46)$$

де величина кута розкриття струменя  $\theta$  знаходиться за виразом (1.42). Неважко помітити, що зі збільшенням кількості сопел  $n_c$  збільшується і величина  $\alpha$ .

#### 1.4. Керування продувкою

Після того, як для даного конвертерного процесу визначена кількість сопел, їх тип і розміри, ці параметри, якщо вони підібрані вдало, залишаються без змін протягом досить тривалого часу - місяці і роки.

У цьому випадку, в залежності від типу конвертерного процесу, у оператора, що веде продувку, залишаються інші керуючі процесом впливи. При донній повітряній продувці в бесемерівських і томасівських конвертерах до них, насамперед, відносяться витрати дуття. У випадку, якщо окислення вуглецю стає надто інтенсивним, витрати повітря знижуються, щоб запобігти викидам із конвертера через горловину металу і шлаку. Звичайно це доводиться робити на середині продувки, коли швидкість окислення вуглецю максимальна.

Якщо потрібно розріджувати шлак, то конвертер нахилється. У цьому випадку частина сопел продуває ванну меншої товщини, засвоєння кисню, що вдувається, на окислення домішок металу зменшується, а окислене залізо надходить у шлак, знижуючи температуру його плавлення. Такий спосіб знижує також вміст азоту в сталі.

Якщо кількість і діаметр сопел обрані невдало чи відбулися значні зміни в технології продувки (змінилися на тривалий час склад чавуну або садка конвертера), ведуться пошуки нових раціональних значень цих параметрів. Відомо, що зі збільшенням глибини бесемерівської чи томасівської ванни, що продувається, можливе збільшення діаметра сопел без загрози виникнення пробою ванни. Може вестися пошук більш раціонального розміщення сопел такого ж діаметра у межах днища зміною відстані між ними або зміщенням площі дуття щодо осі конвертера.

При бічній повітряній продувці кількість і розміри сопел також вибираються з урахуванням їх використання протягом тривалого часу роботи, а керуючими впливами залишаються витрати дуття і кут нахилу осі конвертера до вертикалі під час продувки. Витрати дуття знижують тільки при появі викидів. Збільшення швидкості рафінування металу від домішок досягається нахилом конвертера у той бік, де розташовані сопла. При цьому вони виявляються нижче рівня ванни і засвоєння кисню дуття на окислення домішок зростає.

При нахилі конвертера у протилежний бік сопла виявляються над ванною, повітряні струмені обдувають поверхню ванни і збільшується швидкість окислення заліза. Цей спосіб дозволяє одержати додаткове надходження тепла для підвищення температури ванни.

При донній кисневій продувці керуючим впливом звичайно служать тільки витрати дуття, а при необхідності прийняття радикальних рішень, від кампанії до кампанії конвертера по футеровці змінюють кількість фурм і місце їх розташування, що нескладно у зв'язку з перефутеровкою днища. Зміни ж конструкції фурми, зокрема діаметра кисневої трубки, ширини щілиноподібного зазору для подачі захисного середовища, виконуються порівняно рідко, якщо не відбулося значних змін у вихідних умовах здійснення процесу.

При аргонокисневому рафінуванні в якості керуючих впливів, насамперед, використовують зміну співвідношення кисню й аргону в дутті. В міру вигорання вуглецю і зменшення ступеня засвоєння кисню, що вдувається, на його окислення збільшують співвідношення аргону і кисню від 1:3 до 3:1 у дутті, що підтримує досить інтенсивне перемішування ванни, зменшує швидкість окислення заліза і, відповідно, хрому із металу. Це регулювання здійснюється у кожну продувку, звичайно, за заздалегідь складеною програмою зміни величини співвідношення  $O_2: Ar$  під час продувки.

Можливе також зменшення витрат дуття при небезпеці виникнення викидів.

При верхній кисневій продувці конструкція наконечника кисневої фурми (кількість, розміщення і розміри сопел) обирається в розрахунку на експлуатацію протягом кількох років.

Таким чином, для оперативного керування продувкою використовуються витрати дуття і положення фурми над рівнем ванни.

Керування витратами дуття може здійснюватися в ручному режимі, коли оператор, на основі свого досвіду, підтримує його на максимально припустимому рівні, без виникнення виносів і викидів металу і шлаку.

Останнім часом вважається більш раціональним максимально стандартизувати вихідні умови процесу (склад чавуну, питомі витрати шихтових матеріалів) й автоматично змінювати витрати кисню за заздалегідь складеними програмами, кожна з яких оптимізує перебіг процесу для даної марки чи групи марок сталі.

Положення фурми також може змінюватися в ручному чи програмному режимах керування. Найчастіше продувка поділяється на два періоди: початковий, коли  $h_{\phi}$  підвищена, що забезпечує окислення заліза і засвоєння присадженого вапна шлаком, і номінальний, коли висота фурми над рівнем ванни менша і переважно окислюється вуглець.

Помічено, що в номінальному режимі висота фурми  $h_{\phi}^{НОМ}$  обирається оператором близькою до довжини початкової ділянки струменя  $l_{пoch}$ .

Точніше - для циліндричних сопел

$$h_{\phi}^{НОМ} / l_{пoch} = 1,46 - 0,01q, \text{ при } q < 80 \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (1.47)$$

$$h_{\phi}^{НОМ} / l_{пoch} = 0,63 \text{ при } q > 80 \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (1.48)$$

а для сопел Лавала

$$h_{\phi}^{НОМ} / l_{пoch} = 1,82 - 0,015q \text{ при } q < 60 \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (1.49)$$

$$h_{\phi}^{НОМ} / l_{пoch} = 0,90 \text{ при } q > 60 \text{ м}^3/\text{хв}. \quad (1.50)$$

Висота кисневої фурми над рівнем ванни у початковий період продувки  $h_{\phi}^{пoch}$  звичайно обирається тим більшою, в порівнянні з  $h_{\phi}^{НОМ}$ , чим нижчий вміст марганцю у чавуні, що компенсує зменшення вмісту оксидів марганцю у шлаку, які розріджують його, збільшення надходження у шлак оксидів заліза. При вмісті у чавуні 0,5-1,0% Mn відношення  $h_{\phi}^{пoch} / h_{\phi}^{НОМ}$  складає 1,8-1,5.

Під час продувки з її зони вилітають сплески металу, що розпадаються на краплі, які виносяться з конвертера, і це викликає втрати металу. Мінімізація висоти підйому крапель, завдяки якій вони можуть залишатися в межах внутрішнього простору конвертера і впасти назад у ванну, досягається при оптимальній висоті фурми у номінальному режимі  $h_{\phi}^{\text{ном}}$ , що складає

$$h_{\phi}^{\text{ном}} = h_g [\pi^2 n^{1/2} \beta_a / 4C_D \cos^2 \alpha^{-1}], \quad (1.51)$$

де  $h_g$  - глибина конвертерної ванни;  $n \approx 0,74$ ,  $\beta_a \approx 1$ ,  $C_D \approx 1$ .

Протягом усього часу існування продувки у конвертері киснем зверху неодноразово робилися спроби здійснити й інші керуючі процесом впливи. До таких відносяться фурми із соплами неосесиметричного поперечного перерізу, створення пульсуючого, з частотою до 1000 Гц, дуття, циклічна зміна витрат кисню чи висоти фурми над ванною у певному діапазоні та інші. Випадки, коли б ці прийоми використовувались у виробничих масштабах протягом тривалого часу, невідомі.

Як і для витрат кисню, для висоти фурми над рівнем ванни шляхом стандартизації вихідних умов прагнуть домогтися можливості перейти на програмну автоматичну зміну  $h_{\phi}$  в процесі продувки, щоб мінімізувати або виключити залежність результатів процесу від здібностей оператора, неминучу при ручному режимі керування.

При комбінованій верхньодонній продувці здійснюється роздільне керування витратами верхнього і донного дуття, причому для останнього можливі індивідуальні зміни витрат газу на кожну із фурм. Збільшення кількості можливих керуючих впливів робить більш ефективним програмне керування, ніж у ручному режимі, як витратами дуття, так і положенням фурми щодо рівня ванни.

## 2. ТЕОРІЯ КОНВЕРТЕРНИХ ПРОЦЕСІВ

### 2.1. Взаємодія окислювальних струменів із металом

При продувці конвертерної ванни зверху сопло, через яке витікає окислювальний газ, може розташовуватись нижче рівня ванни (занурене сопло) і вище нього (винесене сопло). Занурення сопла використовується вкрай рідко у конвертерних процесах і повсюдно - при продувці мартенівської ванни окислювальними газами. У конвертерних процесах верхньої продувки сопло завжди винесене над рівнем спокійної ванни на висоту  $h_{\phi}$ . Це запобігає прогару фурми при тих параметрах продувки, які характерні для верхнього кисневого дуття.

Для верхньої продувки найчастіше використовуються багатосоплові фурми із соплами, що мають профіль Лавалю, завдяки чому швидкість витікання кисню із сопел у 1,5-1,8 раза перевищує швидкість звуку. Це забезпечує досить глибоке проникнення струменя у ванну, незважаючи на те, що  $h_{\phi} > 0$ . Іноді для конвертерів невеликої садки (менше 10 т) використовуються 1-2-соплові фурми із циліндричними соплами і, відповідно, звуковим витіканням кисневих струменів. Іноколи на великих конвертерах багатосопловою фурму виготовляють як із соплами Лавалю, так і з циліндричними соплами, якщо хочуть одержати в одному дуттєвому пристрої поєднання струменів з різною здатністю взаємодіяти з ванною. Цього також досягають, використовуючи у багатоканальній фурмі сопла Лавалю різного діаметра, що, при однаковій абсолютній висоті над ванною усіх сопел, дає різну відносну висоту  $\bar{h} = h_{\phi} / d_{вих}$ , де  $d_{вих}$  - діаметр сопла, виражену в калібрах. Незважаючи на різні варіанти компоновки дуттєвих пристроїв, взаємодія струменів окислювального газу з ванною відбувається за однаковими закономірностями і далі розглядається для одиночного струменя.

Розрізняють три типи взаємодії: відкрита лунка (рис. 2.1, а), відкрита лунка з розбризкуванням (рис. 2.1, б) і глибоке проникнення (рис. 2.1, в).

Якщо струмінь 2 витікає із сопла 1, що знаходиться на висоті  $h_{\phi}$  від ванни 3, то при першому типі взаємодії поверхня лунки гладка, а її глибина  $L$  невелика. У другому режимі взаємодії на поверхні лунки під дією відбитого від рідини газового потоку на її поверхні утворюються капілярні хвилі 4. Довжина цих хвиль  $\lambda_{\sigma}$  збільшується зі збільшенням в'язкості і поверхневого натягу рідини і зменшується зі збільшенням густинності рідини і швидкості

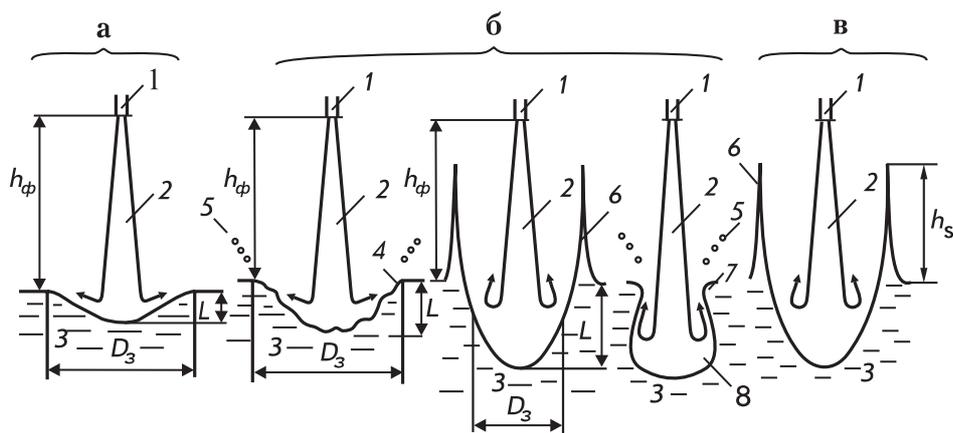


Рис 2.1. Взаємодія струменя з ванною

зворотного газового потоку. Капілярні хвилі рухаються по поверхні рідини зі швидкістю такого роду хвиль. Одночасно, під дією зворотного газового потоку їх амплітуда  $\alpha$  зростає і коли її величина стає сумірною з довжиною хвилі ( $\alpha \approx \lambda$ ), від поверхні лунки відривається тороїд рідини, що руйнується на краплі 5, які описують траєкторію вище рівня ванни і падають назад у ванну.

Перехід від першого до другого режиму взаємодії відбувається при досягненні деякої критичної глибини зони взаємодії  $L$ . Для сплавів на основі заліза вона складає близько 2 см.

Перший і другий режими взаємодії здійснюються при постійних глибині і діаметрі лунки й умовно можуть називатися стаціонарними. У третьому ж режимі (рис. 2.1, в) лунка утворюється періодично, а процес стає нестаціонарним. На першому його етапі струмінь 2 витісняє рідину із лунки і по її периметру виростають сплески, що піднімаються на висоту  $h_s$  - вище рівня ванни. Відбитий газовий потік формує хвилю прискорення 7, довжина якої сумірна з розмірами лунки. При рості амплітуда хвилі 7 закриває вихід газовому потоку із лунки і вона роздувається у бульбу 8. У цей час сплеск вище рівня ванни руйнується на краплі, що падають назад у ванну.

Коли хвиля 7 перекриє вихід газу із лунки цілком, бульба 8 спливає із ванни, а струмінь газу знову формує лунку і весь цикл процесу взаємодії повторюється.

Якщо динамічний напір струменя на виході із сопла складає  $(\rho w^2)_{вих}$ , де  $\rho, w$  - густинність і швидкість газу, то з умови рівності імпульсу по довжині струменя в нижній точці лунки глибиною  $L$  динамічний напір дорівнює

$$(\rho w^2)_L = (\rho w^2)_{вих} \bar{l}_h^2 / (\bar{h}_\phi + \bar{L})^2, \quad (2.1)$$

де  $\bar{l}_h$  - довжина початкової ділянки струменя по динамічному напору в калібрах. Для дозвукових струменів

$$\bar{l}_h = 6,1 \bar{\rho}^{-0,147}, \quad (2.2)$$

для звукових

$$\bar{l}_h = 7,1 \bar{\rho}^{-0,22}, \quad (2.3)$$

а для надзвукових

$$\bar{l}_h = 6,8 \bar{\rho}^{-0,50}, \quad (2.4)$$

де  $\bar{\rho} \equiv \rho_{наек} / \rho_{вих}$  - параметр неізотермічності струменя;  $\rho_{наек}$  - густинність навколишнього середовища.

Оскільки в конвертері газова фаза, що є для струменя навколишнім середовищем, завжди нагріта до високої температури, то  $\bar{\rho} < 1$  і довжина початкової ділянки збільшується.

Оскільки в нижній точці лунки тиск шару рідини товщиною  $L$  складає  $\rho_p g L$ , де  $\rho_p$  - густинність рідини;  $g$  - гравітаційне прискорення, то, вирішуючи цю умову разом з (2.1), одержимо

$$\bar{L}(\bar{h}_\phi + \bar{L})^2 = 2C_D \cos^2 \alpha \bar{l}_h^2 K / \pi n, \quad (2.5)$$

де  $\bar{L} \equiv L / d_{вих}$ ,  $\bar{h}_\phi \equiv h_\phi / d_{вих}$ ;  $\alpha$  - кут нахилу сопла до вертикальної осі;  $C_D$  - коефіцієнт опору ( $C_D \approx 1$ );  $n \approx 1$ ;  $K \equiv (\rho w^2)_{вих} / \rho_p g d_{вих}$  - критерій Казанцева, який першим запропонував використовувати його для опису взаємодії газових струменів з рідиною в 1940 році, працюючи у Дніпропетровському металургійному, а в 50-х роках - у Ждановському металур-

гійному інститутах. У вітчизняній науковій літературі цей критерій часто називається критерієм Архімеда  $Ar$ , як запропонував сам І.Г. Казанцев, а в зарубіжній - модифікованим критерієм Фруда  $Fr'$ .

Висота сплесків, що утворюються, може бути знайдена з теорії хвильових процесів і складає

$$\bar{h}_s = h_s / d_{\text{вих}} = \pi L / \cos \alpha \quad (2.6)$$

Обсяг зони взаємодії  $V_3$  може бути визначений із умови, що імпульс струменя  $i$  дорівнює масі рідини, приєднаної до бульби,

$$i = k_m \rho_p g V_3, \quad (2.7)$$

де  $k_m$  - коефіцієнт приєднаної маси ( $k_m = 0,5$ ).

Якщо продувка здійснюється через багатосоплову фурму з  $n_c$  сопел, то, як правило, відбувається взаємне накладення окремих зон взаємодії. У цьому випадку при глибині  $L$ , що зберігається, для кожної із зон взаємодії сумарний імпульс буде дорівнювати

$$i_n = k_m \rho_p g V_{3n}, \quad (2.8)$$

і утворюється сумарна зона взаємодії обсягом  $V_{3n}$ .

Якщо розглядати окрему чи сумарну зону взаємодії як параболоїд обертання з діаметром  $D_3$  на рівні ванни, то діаметр зони взаємодії може бути визначений за виразом

$$D_3 = (8V_3 / \pi L)^{1/2} \quad (2.9)$$

або

$$D_{3n} = (8V_{3n} / \pi L)^{1/2}. \quad (2.10)$$

Зі збільшенням діаметра сопла  $d_{\text{вих}}$  і витрат кисню через нього усі розміри зони взаємодії кисневих струменів з ванною збільшуються. Для промислових конвертерів глибина зони взаємодії складає 1-2 м і сумірна з глибиною конвертерної ванни  $h_g$ . Тому при розрахунку параметрів конвертера і дуттового режиму необхідно враховувати цю обставину і домагатися співвідношення  $L < h_g$ , щоб запобігти пробою ванни струменями кисню і прискореному зносу днища конвертера.

Відповідно висота сплесків досягає 3-7 м, що, порівняно з висотою вільного простору конвертера, вище рівня ванни. Ця обставина також повинна враховуватися при конструюванні конвертера і дуттєвих пристроїв, тому що в протилежному разі сплески будуть вилітати через горловину конвертера за його межі. Це викликає втрати металу, зменшення маси рідкої сталі, заметалення кожуха конвертера і кесона газовідвідного тракту.

Оскільки збільшення числа сопел у фурмі дозволяє зменшити витрати кисню на одне сопло і, відповідно, параметри зони взаємодії і супроводжуючі її утворення ефекти у вигляді пробою ванни і сплесків, то, звичайно, прагнуть розмістити в межах труб, що складають фурму, як можна більше сопел. Обмеженням при цьому є неприпустимість взаємного накладення струменів, що витікають із сусідніх сопел. Із геометричних будов можна одержати, що при кількості сопел у фурмі і куті розкриття кожного струменя  $\theta$  накладення струменів можна уникнути при

$$\sin \alpha = \sin (\theta / 2) / (\sin (180 / n_c)) \quad (2.11)$$

Для дозвукових струменів кут розкриття струменя на початковій ділянці може бути знайдений із виразу

$$tg(\theta_{\text{дзв}} / 2) = 0,188 \bar{p}^{-0,137}, \quad (2.12)$$

для звукових

$$tg(\theta_{\text{зв}} / 2) = 0,114, \quad (2.13)$$

а для надзвукових

$$\operatorname{tg}(\theta_{\text{сзв}} / 2) = 0,19M^{-0,985} n^{-0,139}, \quad (2.14)$$

де  $M$  - число Маха струменя;  $n$  - параметр його нерозрахунковості.

За межами початкової ділянки кут розкриття звукових і надзвукових струменів приблизно дорівнює куту розкриття дозвукових струменів. Оскільки звичайно  $(h_{\phi} + L) \gg \bar{l}_h$ , то величина  $\theta$  у виразі (2.11) наближається до  $\theta_{\text{дав}}$ . Через те, що кут  $\alpha$  впливає і на інші фізико-хімічні процеси, його вибір здійснюється звичайно емпіричним шляхом.

Розмір газової бульби, що утворюється в режимі глибокого проникнення (рис. 2.1, в), може бути знайдений за виразом

$$D_{\text{бул}} = 1,59q^{2/5} g^{-1/5}, \quad (2.15)$$

де  $q$  - витрати газу на одне сопло.

При окисленні вуглецю за рахунок кисню, що міститься у бульбі, об'єм бульби збільшується приблизно у 2 рази, а нагрівання утвореного при цьому газу до температури ванни - ще у 5-7 разів, що збільшує діаметр бульби, розрахований за (2.15), у 2-2,4 раза.

Для продувки конвертерної ванни знизу використовуються різні гази: повітря, кисень, повітряно-кисневі, вуглекислотно-кисневі суміші, діоксид вуглецю, аргон і азот. При цьому донна продувка може бути самостійною, і тоді газ має окислювальний характер, або в комбінації з верхнім кисневим дуттям, і тоді використовуються іноді окислювальні, але частіше інертні гази.

Введення газу у ванну знизу може здійснюватися соплами, отворами у футеровці днища або через спеціальні вогнетривкі вставки, що мають спрямовані канали діаметром 1 (до 2) мм або відкриту пористість, яка дозволяє пропускати при досить високому тиску газу на зовнішньому боці вставки необхідну кількість газу через вставку.

Незважаючи на різноманіття варіантів здійснення донної продувки, взаємодія газового потоку, що надходить у ванну, з останньою може здійснюватися у докризовому бульбашковому, надкризовому бульбашковому і струминному режимах.

При витіканні газу із сопла чи отвору в рідину 2 у бульбашковому режимі (рис. 2.2, а) газова бульба 3 утворюється безпосередньо на соплі чи отворі і після його відриву на них не залишається газової фази, якщо рідина змочує матеріал сопла чи стінку.

Якщо діаметр сопла  $d < \pi(\sigma / \Delta\rho g)^{1/2}$ , де  $\Delta\rho = \rho_p - \rho$ ;  $\rho$  - густинність газу;  $\sigma$  - поверхневий натяг рідини, то при швидкості витікаючого газу  $w \rightarrow 0$

$$\bar{D}_{\text{бул}} \equiv D_{\text{бул}} / d_{\text{вих}} = (6)^{1/3} / Bo^{1/3}, \quad (2.16)$$

де  $(Bo) = \Delta\rho g d^2 / \sigma$  - критерій Бонда.

Для сплавів на основі заліза  $D_{\text{бул}} \approx 0,93 d_{\text{вих}}^{1/3}$ , якщо вимірювати їх у сантиметрах. Таким чином, при використанні, наприклад, вогнетривкої вставки з діаметром каналів близько 0,1 см, при малій швидкості витікаючого газу і досить великих відстанях між каналами, щоб уникнути злиття бульб, їх розмір буде близько 0,4-0,5 см.

Якщо рідина 2 не змочує матеріал вогнетривку (рис. 2.2, б), в якому розташований отвір 1, то при  $w \rightarrow 0$

$$D_{\text{бул}} \rightarrow 2 / Bo^{1/2} \quad (2.17)$$

і  $D_{\text{бул}} \rightarrow 2(\sigma / \rho g)^{1/2}$ , а після відриву від сопла бульб 3 на стінці залишається газова лінійка 4. Для сплавів на основі заліза  $D_{\text{бул}} \approx 0,9$  см.

При продувці через вогнетривку вставку з відкритою пористістю відстань між отворами пор звичайно менша, ніж розміри утворених бульб, і останні зливаються у газовий прошарок, що відділяє вставку від металу. При досить малій величині наведеної швидкості газу по

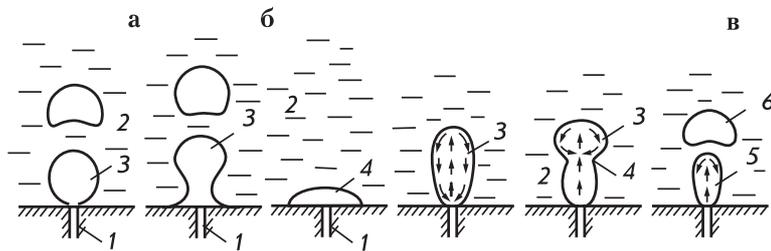


Рис. 2.2. Взаємодія газового струменя з ванною при продувці низу

площі вставки  $f$ :  $\bar{w} = I_{\Gamma} / f$ , де  $I_{\Gamma}$  - витрати газу через вставку, бульби мають розмір, що розраховується за виразом (2.17). Такий режим утворення бульб називається бульбашковим докризовим.

При збільшенні наведеної швидкості до деякої критичної величини відбувається відтиснення рідини від вогнетриву і режим стає бульбашковим післякризовим. При досить малому діаметрі вставки і великих витратах газу розмір бульби можна визначити за виразом

$$D_{бул} = 1,19 I_{\Gamma}^{2/5} g^{-1/5}. \quad (2.18)$$

При інтенсивній подачі газу через сопло і високих швидкостях витікання утворення бульб відбувається у струминному режимі (рис. 2.2, в). Спочатку струмінь, що витікає із сопла 1 у рідину 2, формує газовий об'єм 3. Газовий потік, обтікаючи стінки цього об'єму, викликає утворення на них хвилі 4, що рухається до сопла і зростає по амплітуді. Коли хвиля перекине поперечний переріз об'єму 3, від нього відірветься бульба 6, а на соплі залишиться струминна ділянка 5 і весь цикл процесу повторюється.

У цьому режимі росту бульби, як хвилі прискорення, її розмір буде

$$\bar{D}_{бул} = [3^2 C_D \cos^2 \alpha \beta_a \rho_p (\rho + \rho_p) K / 2\pi \Delta \rho r_{бул}^2]^{1/5}, \quad (2.19)$$

де  $\beta_a$  - парусність хвилі прискорення ( $\beta_a \approx 1$ );  $\rho_{бул}$  - густина газу у бульбі.

При досягненні швидкості витікаючого струменя швидкості звуку в утвореній бульбі виникає гідродинамічний удар і об'єм бульби збільшується в  $k_v = \rho w^2 / p_{навок}$  разів, де  $p_{навок}$  - тиск у навколишньому середовищі;  $p_{навок} = p_{атм} + \rho_p g h_a$ , де  $p_{атм}$  - атмосферний тиск.

При використанні кисню, що вдувається, на окислення вуглецю розмір бульби збільшується приблизно у 2 рази, а в результаті нагрівання газу до температури ванни - ще у 6-7 разів.

Вираз (2.19) може бути використано при донній продувці конвертерної ванни окислювальним газом. При повітряному дутті розміри утворених бульб складають близько 30 см при голчастому і понад 50 см - при фурменому днищі. При донному кисневому дутті вони збільшуються до 100-130 см.

При конструюванні конвертера донного дуття необхідно розташовувати дуттєві пристрої на досить великій відстані один від одного, щоб запобігти злиття газових об'ємів, які утворюються.

Розрахована за (2.15) величина бульб порівнянна з глибиною ванни. Якщо  $D_{бул} > h_a$  (рис. 2.3, а), то ще до закінчення утворення бульби купол вийде на поверхню ванни і газ із бульби витече в атмосферу конвертера. У цьому випадку стінки бульби зімкнуться до осі сопла, а струмінь, що витікає, створить на них капілярні хвилі (рис. 2.3, б), подібні до тих, що утворюються при

верхній продувці в режимі відкритого кратера з розбризуванням. Бризки металу, що утворюються при цьому, піднімаються на висоту, відповідну вільному простору конвертера. При їх виносі за межі конвертера втрачається метал, зменшується вихід придатної рідкої сталі, заметалюються кожух конвертера і кесон газовідвідного тракту. Тому при конструюванні конвертера і дуттєвих пристроїв необхідно, щоб  $D_{бул} < h_в$ .

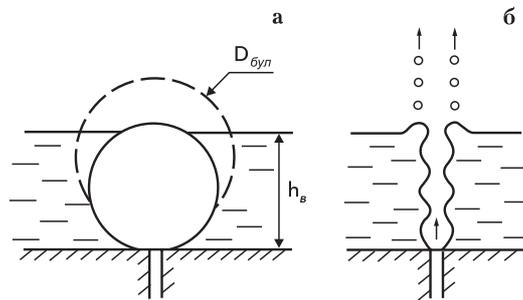


Рис. 2.3. Пробій ванни і винос металу при донній продувці

При злитті кількох бульб 1, 2, 3, ... результуюча n-а бульба за розміром може виявитись прирівненою до внутрішнього діаметра конвертера (рис. 2.4). При її спливанні рідкі фази (метал і шлак) можуть не встигати перетікати вниз через зазор між бульбою і стінкою конвертера і будуть викинуті бульбою через горловину. Викиди також викликають зменшення виходу рідкої сталі, забруднюють підлогу цеху під конвертером, де проходять рейкові шляхи сталевоза, що перевозить ківш із рідкою сталлю і шлакову чашу з конвертерним шлаком, створюють небезпеку для обслуговуючого персоналу.

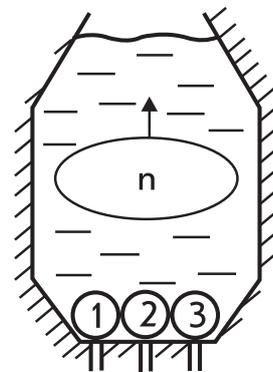


Рис. 2.4. Викиди з конвертера при донній продувці

При бічній продувці сопла розташовуються у бічній стінці конвертера вище, на рівні чи нижче рівня спокійної ванни.

Якщо глибина занурення сопла 1 нижче рівня ванни 2, тобто  $h_c < D_{бул} / 2$ , то взаємодія відбувається за режимом відкритої лунки з розбризуванням (рис. 2.5, а), коли на поверхні ванни під дією газового потоку утворюються капілярні хвилі 3, амплітуда яких росте у часі і при  $\alpha \approx \lambda$  утворюються краплі 4. При достатній глибині  $h_c > D_{бул} / 2$  бульби утворюються по типу донної продувки у бульбашковому (рис. 2.5, б) чи струминному (рис. 2.5, в) режимах. У цьому випадку діаметр бульб, що утворюються, дорівнює

$$D_{бул} = 1,39q^{2/5} g^{-1/5} \quad (2.20)$$

і при звичайній інтенсивності подачі газу на одне сопло в конвертерах бічного повітряного дуття, з урахуванням збільшення об'єму газу у бульбі в результаті взаємодії кисню з вуглецем і нагрівання до температури ванни, складає близько 100 см.

Таким чином, реалізація бульбашкового і струминного режимів взаємодії (рис. 2.5, б, в) вимагає значної глибини розташування сопел. Вона забезпечується в конвертерах аргоно-

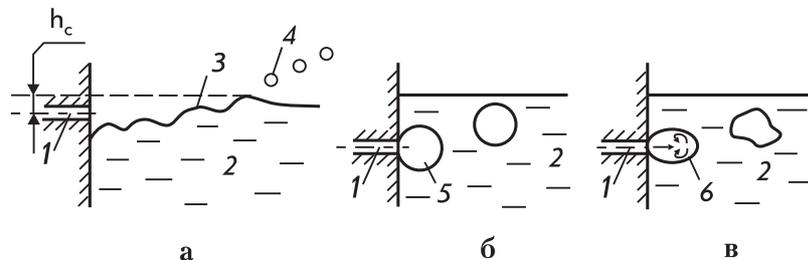


Рис. 2.5. Взаємодія газового струменя з ванною при бічній продувці

кисневого і газокисневого рафінування шляхом створення ванни більш значного, ніж в інших конвертерних процесах, відношення глибини ванни до її діаметра  $h_g / D = 0,5 - 0,6$  і глибини ванни 1,5-1,8 м. У цих конвертерах при звичайних витратах аргонокисневої суміші і висоті рівня ванни над соплами 1-1,5 м бульби розміром до 100 см формуються нижче рівня ванни без пробою і виносу металу. Це особливо важливо у зв'язку з дорогою легованою металевою шихтою цих процесів.

## 2.2. Фізико-хімічні процеси при взаємодії

У попередньому розділі показано, що взаємодія окислювального газу з металом проходить в умовах, коли під дією зворотного газового потоку на поверхні металу утворюються і рухаються капілярні хвилі, які при достатній величині амплітуди  $\alpha \approx \lambda$  перетворюються у краплі. Це властиво режимам взаємодії при продувці зверху (рис. 2.1, б, в), знизу (рис. 2.2, в), збоку (рис. 2.5, а-в).

Режим відкритого кратера при продувці зверху (рис. 2.1, а) чи бульбашковий режим (рис. 2.2, а, б), яким не властиві такі гідродинамічні процеси, або не реалізуються на практиці, або їм відводиться допоміжна роль, як, наприклад, при введенні інертного газу через вогнетривкі вставки у днищі конвертера при комбінованій продувці.

Коли при верхній (рис. 2.1, б, в), донній (рис. 2.2, в) чи бічній (рис. 2.5, а-в) продувці краплі металу зриваються із поверхні утвореної зони взаємодії (газової бульби) і втягуються у потік окислювального газу, їх взаємодія між собою відбувається в умовах високих відносних швидкостей руху порядку  $10^1 - 10^2$  м/с. Відповідно, розміри утворених крапель складають  $10^{-1} - 10^{-2}$  см, а масова інтенсивність їх утворення приблизно відповідає стехіометрії реакції



і масовій інтенсивності кисню, що вдувається.

Таким чином, якщо за час циклу формування зони взаємодії (бульби) кисень дуття встигне прореагувати із краплями металу, він засвоїться ванною.

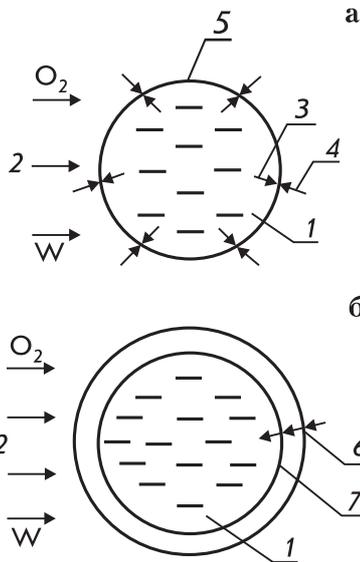
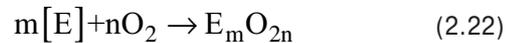


Рис. 2.6. Взаємодія кисню потоку з краплею металу

У загальному випадку метал краплі є розчином у залізі Si, Mn, C, S, P, інших елементів, велика частина яких може вступати у хімічні реакції з киснем газової фази. На рис. 2.6, а крапля металу 1 знаходиться у кисневмісному потоці 2, який з деякою відносною швидкістю  $W$  обтікає краплю. Взаємодія елементів, розчинених у залізі, і самого заліза з киснем відбувається як внутрішній масоперенос 3 елемента і зовнішній масоперенос 4 кисню до поверхні краплі 5 та їх взаємодія на цій поверхні.

Реакція на поверхні в загальному вигляді для деякого елемента  $[E]$  буде

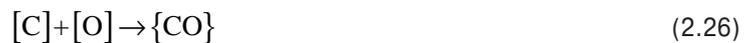


Якщо це Mn, Si, Cr, V, Ti, то продуктом реакції є  $\text{MnO}$ ,  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ,  $\text{V}_2\text{O}_5$ ,  $\text{TiO}_2$ , що представляють собою, в залежності від температури, тверду, рідку чи парову фазу. У перших двох випадках, що найбільш імовірно, вони вкривають поверхню краплі плівкою оксидів і безпосередній контакт газової фази із краплею припиняється. У цьому випадку кисень газової фази може надходити у краплю за наступною схемою:



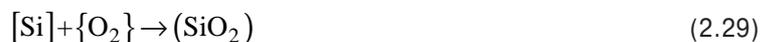
Реакція (2.23) проходить на поверхні контакту 6 газ-оксидна плівка, а (2.24) - оксидна плівка-метал 7.

В результаті розчинення кисню в металі за реакцією (2.25) тиск виділення монооксиду вуглецю  $p_{CO}$  згідно з реакцією



збільшується і може мати порядок величини  $10^1 - 10^2$  атм. В результаті, при досить значному перенасиченні краплі киснем  $p_{CO}$  стає більше критичного, при якому в краплі зароджується зародок газової фази, який при такому перенасиченні швидко збільшується в розмірах внаслідок реакції (2.26) і крапля вибухає.

В результаті вибуху крапля подрібнюється на кілька крапель меншого розміру і весь процес повторюється із тривалістю циклу меншою, ніж попередній. Таким чином, протягом невеликого інтервалу часу утворення зони взаємодії первинні краплі, зірвані з поверхні бульби газовим потоком, встигнуть вибухнути кілька разів по типу ланцюгового процесу, а метал краплі досить малого розміру скоріше встигне окислитися, ніж вибухнути, за реакціями для елементів, що входять до складу металу,



і т.д.

Оскільки залізо є розчинником і його концентрація, навіть у чавуні, перевищує 90-95%, то продукти окислення на 90-95% складаються із оксидів заліза. При високих температурах сталеплавильних процесів у зоні взаємодії окислювального дуття з ванною в оксидах заліза переважає FeO, концентрація якого у 5-6 разів вища, ніж концентрації  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ .

У ході конвертерного процесу елементи, що мають більшу спорідненість із киснем, ніж вуглець, - Mn, Si, Cr, V, Ti окислюються першими і більше половини тривалості продувки окислюється практично лише вуглець.

На відміну від реакцій (2.27) - (2.29), продукти окислення вуглецю завжди газоподібні



і тому не створюють конденсованої оксидної плівки, як на рис. 2.6, б.

Співвідношення питомої інтенсивності внутрішнього масопереносу вуглецю  $i_c$  по 3 (рис. 2.6, а) і зовнішнього масопереносу кисню  $i_{O_2}$  по 4 (рис. 2.6, а) може бути різним. Чим більший вміст вуглецю в металі, менший вміст кисню в окислювальному дутті і менша швидкість  $W$  обтікання газовим потоком краплі, тим імовірніше, що  $i_c > (12/16) i_{O_2}$  і реакція (2.30) відбувається на поверхні краплі.

Однак внутрішній масоперенос вуглецю - нестационарний процес і коефіцієнт його масопереносу  $\beta_c$  зменшується обернено пропорційно тривалості реагування:

$$\beta_c \approx \tau^{-1/2}.$$

Тому, навіть якщо на початку взаємодії краплі і газового потоку  $i_c \geq (12/16) i_{O_2}$ , то через деякий час, який дорівнює  $10^{-3}$ - $10^{-2}$  с, знак співвідношення зміниться на протилежний.

Якщо  $i_{O_2} \geq (16/12) i_c$ , то підведений до поверхні краплі кисень частково витрачається на окислення вуглецю, а надлишок - на окислення заліза краплі по реакції (2.23), а оксиди заліза, що утворюються, вкривають поверхню краплі оксидною плівкою (рис. 2.6, б).

Кисень оксидів заліза в цьому випадку розчиняється в металі краплі по реакції (2.25), тиск виділення монооксиду вуглецю по реакції (2.26) збільшується, досягає критичного значення і крапля вибухає.

При промислових параметрах продувки конвертерної ванни зверху, знизу чи збоку швидкості обтікання крапель газовим потоком досить великі, щоб мало місце співвідношення  $i_{O_2} > (16/12) i_c$ , краплі вкривалися оксидною плівкою і вибухали. Тому використання кисню, вдутого у зону взаємодії (газовий об'єм), протікає практично повністю, якщо наприкінці циклу утворення зони взаємодії вона закритється по типу, представленому на рис. 2.1, в при продувці зверху, рис. 2.2, в - при продувці знизу або рис. 2.5, б, в - при продувці збоку.

У тому випадку, якщо зона взаємодії стаціонарно відкрита (рис. 2.1, а, б; 2.5, а) чи відбувається пробій ванни при продувці знизу (рис. 2.3), масова швидкість утворення крапель може виявитись менш необхідною для засвоєння кисню, що вдувається, або частина крапель буде винесена газовим потоком до того, як їх взаємодія завершиться.

Таким чином, протягом періоду утворення зони взаємодії, тривалість якого в різних способах підведення дуття до ванни складає  $10^{-1}$  с, відбувається утворення крапель, взаємодія елементів, що знаходяться в них, з киснем дуття, вибух крапель і їх згоряння. Кисень дуття взаємодіє також із поверхнею металу зони взаємодії (газової бульби), площа якої в процесі її утворення збільшується, тобто постійно оновлюється, що сприяє засвоєнню кисню.

Протягом тривалого часу, обчислюваного десятиліттями, обговорювалося питання про механізм окислення домішок, що знаходяться в конвертерній ванні.

Академік М.М. Карнаухов вважав, що їх окислення відбувається в одну стадію на поверхні контакту окислювального дуття з металом по реакції (рис. 2.6, а). Член-кореспондент Академії наук В.Є. Грум-Гржимайло припускав як першу стадію використання всього дуттєвого кисню на окислення заліза по реакції (2.21) (рис. 2.6, б) з наступною взаємодією утворених оксидів заліза з металом і окисленням домішок, що містяться в ньому,



Американський учений Текдоген припустив, що внаслідок високих температур у зоні взаємодії відбувається випаровування елементів із металу і їх взаємодія з киснем у газовій фазі



Можна припустити, що на різних стадіях циклу утворення зони взаємодії різні процеси відіграють провідну роль. У перші хвилини, коли коефіцієнт внутрішнього масопереносу елемента в краплях металу пропорційний  $\beta_E \approx 1/\tau^{1/2}$ , внаслідок того, що  $\tau \approx 0$  нескінченно великий, питома інтенсивність внутрішнього масопереносу елемента по 3 (рис. 2.6, а)

перевершує питому інтенсивність масопереносу кисню по 4 і елемент окислюється на поверхні контакту метал-газ по реакції (2.22) у відповідності з теорією М.М. Карнаухова. Коли  $\tau$  стане досить великим ( $10^{-2}$ – $10^{-1}$  с), а  $\beta_E$  зменшиться, питома інтенсивність масопереносу кисню до поверхні краплі перевищить питому інтенсивність масопідведення елементів, крапля вкриється оксидною плівкою і почнеться окислення елемента за схемою (2.23) - (2.25) і



або те ж саме (2.32) за В.Є. Грум-Гржимайло.

Оскільки оксиди заліза мають більш низьку температуру кипіння (2200-2500°C), ніж інші речовини у зоні взаємодії, то можна припустити, що тепло, яке виділяється від горіння металу, буде витрачено переважно на їх випаровування. Це забезпечить перетворення газоподібного кисню не тільки в (FeO), але й у {FeO}, що, перебуваючи у пароподібному стані, забезпечить більш високу питому інтенсивність масопереносу кисню, який міститься в ньому, ніж (FeO).

Якщо повернутися до гідродинаміки процесу взаємодії струменів окислювального дуття з ванною за схемами із зоною взаємодії, що закривається при продувці зверху (рис. 2.1, в) чи закритій з самого початку її утворення при продувці знизу (рис. 2.2, в) чи збоку (рис. 2.5, в) і утворенням крапель, то очевидно, що останні, після описаних вище перетворень, у вигляді суміші залишків незгорілого металу й утворених оксидів заліза та інших елементів, рухаючись у напрямку до початку струменя, можуть проникнути в метал ванни, який знаходиться навколо зони взаємодії.

У цій ділянці, яка може бути названа вторинною зоною взаємодії, на відміну від первинної (газової бульби), відбувається остаточний перерозподіл кисню між елементами, що окислюються у відповідності з температурою ванни і відповідними термодинамічними умовами.

Якщо у первинній зоні кисень дуття перетворився, головним чином, в оксиди заліза у конденсованому (FeO) чи парофазному {FeO} стані, то у вторинній зоні останні будуть реагувати з елементами, розчиненими у металі, за реакціями (2.32) та



Інші оксиди, що утворилися в первинній зоні взаємодії, будуть витрачені на окислення елементів, спорідненість яких до кисню при температурі вторинної зони вища, ніж при температурі первинної, або залишаться в первинному стані.

У тому випадку, коли у вторинній зоні взаємодії термодинамічні умови забезпечують переважне окислення вуглецю, газоподібні продукти окислення вуглецю доповнюють гази, утворені в первинній зоні взаємодії, та об'єм бульби первинної зони взаємодії, що сформувалася в результаті гідродинамічних процесів, описаних вище, багаторазово (у 10-12 разів) збільшиться, а його розмір, відповідно, зросте приблизно у 2,1-2,3 раза.

У конвертерних процесах окислення домішок металу і самого заліза є головним джерелом тепла, що витрачається на нагрівання ванни. Тому зона взаємодії струменів окислювального газу з ванною, де відбувається окислення домішок, характеризується більш високою температурою, ніж решта ванни.

При горінні крапель металу в кисні первинної зони взаємодії головним джерелом виділення тепла є реакція (2.21), а його поглинання - процес випаровування оксидів заліза



і заліза



Оскільки температура кипіння оксидів заліза, за різними даними, складає 2200-2500°C, а Fe – 2837°C, то випаровування оксидів заліза переважає. Відповідно до постулату Бржустовського, при горінні металу температура горіння визначається температурою кипіння більш легкокиплячої фази, в даному випадку оксидів заліза.

При періодичному характері формування зони взаємодії і вимірі температури останньої оптичними методами через канал, по якому надходить дуття (верхня чи донна фурма), у полі зору виявляться поперемінно внутрішня частина зони взаємодії чи, при захлопуванні її, - метал конвертерної ванни. У першому випадку буде фіксуватися температура горіння крапель металу, а в другому - більш низька температура ванни. Тому при вимірюванні температури зони взаємодії її величина коливається, хоча швидкодія вимірювальних пристроїв не в змозі відтворити весь цикл зміни температури, тривалість якого  $10^{-1}$  с.

Проте в різних експериментах відзначено, що температура зони взаємодії зростає в процесі продувки киснем від 2000 до 2500°C, а при продувці повітрям - від 1500 до 1800°C.

Більш точному виміру температури зони взаємодії заважає висока концентрація пилу від випаровування оксидів заліза і заліза у газовій фазі зони взаємодії.

У вторинній зоні взаємодії температура трохи вища, ніж у ванни, але завдяки інтенсивному перемішуванню газами, що виділяються, ця різниця невелика.

### 2.3. Засвоєння кисню дуття

Відповідно до хвильової теорії взаємодії газового струменя з рідиною зона взаємодії при верхній продувці захлопнеться, якщо глибина зони взаємодії

$$L > \pi D_3 \quad (2.38)$$

при односопловій і

$$L > \pi D_{3n} \quad (2.39)$$

при багатосопловій фурмі, де  $D_3$  і  $D_{3n}$  визначаються за виразами (2.9) і (2.10).

При такому режимі взаємодії, яка вище названа режимом глибокого проникнення, коефіцієнт засвоєння кисню ванною  $\eta_{O_2}$  стає стабільно високим, тому що краплі металу, які реагують з окислювальним газом, залишаються в межах ванни.

Оскільки зі збільшенням числа сопел при постійних витратах кисню глибина зони зменшується, а її діаметр, навпаки, збільшується, можна припустити, що багатосоплові фурми забезпечують меншу величину  $\eta_{O_2}$  у порівнянні з одноканальними.

Якщо бульба, що утворилася при верхній продувці, має величину  $D$  більшу, ніж глибина ванни  $D > h_g$ , то, припускаючи, що виступаюча над ванною частина бульби пропорційна не засвоєній частині кисню, одержимо

$$\eta_{O_2} = 1 - (1 - L/D)^2 (1 + 2L/D). \quad (2.40)$$

Такий пробій ванни приводить до того, що частина крапель металу, які несуть оксиди заліза, потрапить за межі металевої частини ванни у шлак, що змінить ту частку кисню, що вдувається, яка витрачається на окислення домішок металу і збільшить ту його частку, що потрапить у шлак у вигляді оксидів заліза.

При донній продувці з пробоем ванни в період ежекції газу із бульби (рис. 2.3, б), що складає певну частину тривалості циклу утворення зони взаємодії, засвоєння кисню не відбувається, тому що утворені краплі металу виносяться за межі ванни. Чим довше триває ця частина циклу, тим менша величина  $\eta_{O_2}$ , яка складає

$$\eta_{O_2} = 1 / \left( 1 + d_{вих} \rho_g^{1/2} / k_q \rho^{1/2} h_g \right), \quad (2.41)$$

де  $\rho_g$ ,  $\rho$  - густинність дуття і струменя у бульбі;  $k_q$  - коефіцієнт ежекції газу із бульби струменем ( $k_q \approx 0,30$ ).

Поряд з гідродинамічними факторами, що визначають засвоєння кисню дуття, існують і фактори, пов'язані з хімічним складом металу, що продувається. Особливо значний вплив кремнію, що, окислюючись із металу крапель, утворює на їх поверхні плівку оксидів (рис. 2.6, б). Температура плавлення кремнезему складає 1712°C, однак він має високу в'язкість і при значно вищих температурах. Так, при температурі горіння металу в повітрі 1800-1900°C, що відповідає температурі зони взаємодії при повітряному дутті, коефіцієнт динамічної в'язкості кремнезему складає величину порядку  $10^5$  Па·с, а при 2500°C, що відповідає кисневому дуттю -  $10^3$  Па·с. При такій в'язкості оксидної плівки масоперенос кисню через неї за схемою (2.23) - (2.25) практично припиняється, краплі металу не горять і кисень дуття не засвоюється. Експериментально встановлено, що при вмісті кремнію у чавуні понад 4% засвоєння кисню не відбувається і процес не йде.

При більш низьких концентраціях кремнію в конвертерній ванні і металі крапель в оксидній плівці поряд із кремнеземом розчинені оксиди заліза, що знижує її в'язкість, забезпечує через неї масоперенос кисню і, отже, його засвоєння ванною.

Таке пасивуюче засвоєння кисню дія кремнію знижується з підвищенням температури, тому що при цьому вуглець металу набуває здатності руйнувати оксидну плівку, яка містить кремнезем по реакції



Крім того, при низьких температурах початку конвертерного процесу лімітуючою ланкою його засвоєння може стати хімічна реакція розчинення кисню в металі



що є, очевидно, одним із етапів реакції горіння заліза (2.21) і засвоєння кисню, тому що її енергія активації, близько 500 кДж/моль, досить велика.

Тому в усіх конвертерних процесах відзначається збільшення коефіцієнта засвоєння кисню в міру підвищення температури ванни, що описується виразом

$$\lg(1 - \eta_{O_2}) = -22,4 \exp(-5200/T) \quad (2.44)$$

При всіх видах конвертерних процесів, варіантах підведення дуття і його складі відзначається, що в середню третину продувки при високому вмісті вуглецю коефіцієнт засвоєння кисню ванною складає близько 1, при цьому практично весь кисень витрачається на окислення вуглецю, тобто  $\eta_C \rightarrow 1$ .

У заключній частині продувки, в міру зменшення вмісту вуглецю, величина  $\eta_C$  зменшується, а  $\eta_{O_2}$  може залишатися максимально можливою, тобто складати близько 1. Оскільки в цей період у металі в помітних концентраціях звичайно знаходяться Fe, C, Mn, то різниця між  $\eta_{O_2}$  і  $\eta_C$  витрачається на окислення заліза і марганцю, оксиди яких переходять у шлак. Така закономірність пов'язана з тим, що засвоєння кисню дуття і окислення домішок відбувається переважно у зоні взаємодії, що складає лише частину об'єму ванни. Тому для того, щоб кисень витрачався на окислення вуглецю, необхідно, щоб останній надходив у зону взаємодії. Це відбувається в результаті перемішування ванни завдяки руху через ванну газів, що є як інертною частиною дуття (азот повітряного дуття і технічно чистого кисню, інертні гази, що навмисне вдуваються у ванну для здійснення перемішування), так і продуктами окислення вуглецю.

В міру окислення вуглецю, друга складова джерел перемішування зменшується і, відповідно, сповільнюється перемішування і підведення потоками металу вуглецю із периферійних ділянок ванни у зону взаємодії. У цьому випадку в первинній зоні взаємодії

засвоєння кисню може знизитись, якщо процес вибуху крапель є необхідною умовою засвоєння. Якщо ж розміри утворених крапель досить малі, а їх кількість досить велика, щоб засвоєння кисню здійснювалося цілком, то  $\eta_{O_2}$  не зміниться. Останнє можливо при відповідній швидкості обтікання газовим потоком поверхні утвореної бульби (зони взаємодії).

Однак у будь-якому випадку, в міру вигоряння вуглецю і зменшення його концентрації у ванні, при даній інтенсивності перемішування останньої, настає момент, коли масова інтенсивність надходження вуглецю у зону взаємодії з потоками металу стає менша, ніж та масова інтенсивність його окислення, яка могла б бути забезпечена існуючими витратами кисню дуття. Починаючи з цього моменту, при  $\eta_{O_2} \geq 1$  величина  $\eta_C$  починає зменшуватись і стає тим меншою, чим нижчий вміст вуглецю у ванні.

Чим нижча інтенсивність перемішування ванни, тим вища концентрація вуглецю, при якій це відбувається. Тому при верхній продувці величина  $\eta_C$  зменшується тим швидше, чим більша висота фурми над ванною (рис. 2.7). При  $C \rightarrow 0$  величина  $\eta_C \rightarrow 0$ , хоча величина  $\eta_{O_2}$  може залишатися досить високою. Тому засвоєний кисень, що перетворився в оксиди заліза, надходить у шлак, збільшуючи його окисленість. Чим нижчий вміст вуглецю у продуктій сталі, тим вища окисленість шлаку, що викликає втрати виходу придатної рідкої сталі, підвищений знос футеровки конвертера та інші негативні наслідки.

Однак той факт, що частина кисню дуття перетворюється в оксиди заліза шлаку, носить і позитивний характер, тому що останні знижують температуру плавлення шлаку, що сприяє підтриманню його у рідкорухомому стані і, отже, робить активним при взаємодії з металом.

Однією із цілей керування конвертерним процесом є перерозподіл кисню, що вдувається, між процесом окислювання домішок, які містяться в металі, і шлаком. В залежності від складу шихти і сортаменту сталей, що виплавляються, цей перерозподіл може бути різним за величиною. Чим важливіший процес шлакоутворення, як, наприклад, при переробці фосфористих чавунів, тим більша частина кисню, що вдувається, повинна надходити у шлак у вигляді оксидів заліза.

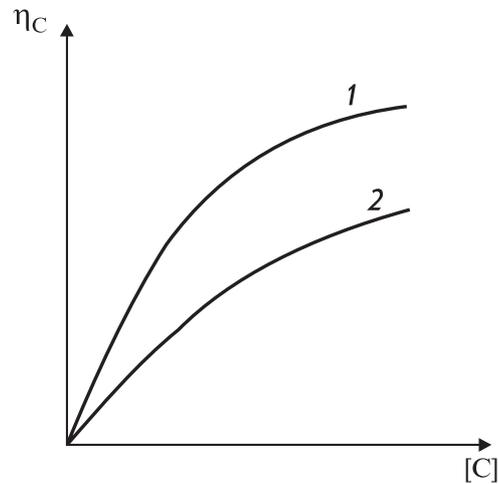
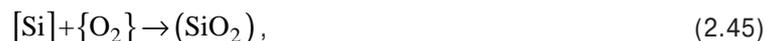


Рис. 2.7. Вплив  $[C]$  і  $h_\phi$  на величину  $\eta_C$  при верхній продувці:  
1 -  $h_{\phi 1}$ ; 2 -  $h_{\phi 2}$ ;  $h_{\phi 1} < h_{\phi 2}$

## 2.4. Окислювання кремнію

Окислювання кремнію може відбуватися за рахунок кисню газової фази



$$\lg K \equiv \lg \left( a_{SiO_2} / a_{Si} p_{O_2} \right) = 42590 / T - 11,27, \quad (2.46)$$

оксидів заліза шлаку



$$\lg K \equiv \lg \left( a_{\text{SiO}_2} / a_{\text{Si}} a_{\text{FeO}}^2 \right) = 18080/T - 6,30 \quad (2.48)$$

і кисню, розчиненого в металі,



$$\lg K \equiv \lg \left( a_{\text{SiO}_2} / a_{\text{Si}} a_{\text{O}}^2 \right) = 30720/T - 11,77. \quad (2.50)$$

Реакції (2.45) і (2.47), очевидно, є формальними, тому що складаються із ряду етапів.

Вище було показано, що при перебігу реакції (2.45) поверхня контакту метал-газ вкривається оксидною плівкою (рис. 2.6, б) і передача кисню з газової фази у метал відбувається через останню за схемами (2.23) і (2.25) і навіть може практично припинитися. Однак у зоні взаємодії кисневих струменів із краплями металу температура горіння складає 2500°C, тоді як температура кипіння  $\text{SiO}_2$  - 1977°C.

Можливо, що випаровування  $\text{SiO}_2$  дозволяє підтримувати безпосередній контакт металу з газовою фазою.

Існує думка, що реакція (2.47) здійснюється у два етапи: спочатку оксиди заліза розчиняються в металі по реакції (2.25), а потім розчинений кисень реагує з кремнієм по реакції (2.49) на стороні металу поблизу межі розподілу метал-шлак.

Знаючи склад реагуючих фаз (газу, шлаку, металу), можна розрахувати рівноважну з відповідною фазою концентрацію кремнію в металі  $[\text{Si}]^*$  і по співвідношенню фактичної величини  $[\text{Si}]$  і рівноважної концентрації  $[\text{Si}] \leq [\text{Si}]^*$  визначити напрямок реакції: окислення або відновлення кремнію.

Формальні розрахунки  $[\text{Si}]^*$  по реакції (2.45) для виробничих складів дуття (повітря, кисень) показують, що  $[\text{Si}]^* \ll [\text{Si}]$  і, отже, кремній повинен окислюватися практично цілком.

Такі розрахунки по реакції (2.47) показують, що  $[\text{Si}]^*$  залежить від активності кремнезему у шлаку, тобто від складу останнього. У кислому конвертерному процесі шлак близький до стану насичення чи насичений кремнеземом і  $a_{\text{SiO}_2} \rightarrow 1$ . У цьому випадку рівноважна зі шлаком концентрація кремнію в металі складає помітну величину порядку  $10^{-2}$ – $10^{-1}\%$  і збільшується з ростом температури ванни. Тому вміст кремнію у продукту металі кислого конвертера повинен враховуватись при розрахунку феросплавів, що вводяться, для одержання заданого вмісту кремнію в готовій сталі.

В основних конвертерних процесах  $a_{\text{SiO}_2} \ll 1$  і  $[\text{Si}]^*$  досить мала, тому кремній буде окислюватись основним шлаком до дуже малих величин. При легуванні основної конвертерної сталі можна вважати, що його вихідна концентрація дорівнює нулю. Розрахунки  $[\text{Si}]^*$ , рівноважного з киснем, розчиненим у металі ванни, для реакції (2.49) показують, що вона більша за фактичну. Таким чином, можна припускати перебіг реакції (2.49), тільки як одного з етапів складних реакцій (2.45) і (2.47), коли вміст кисню, розчиненого в металі, поблизу межі метал-окислювальна фаза значно більший, ніж в об'ємі ванни, і забезпечує розрахункову  $[\text{Si}]^*$  менше фактичної  $[\text{Si}]$ .

Оскільки в залізі, крім кремнію, розчинені й інші елементи, необхідно враховувати їх вплив на процес окислення кремнію. Характер цього впливу залежить від стану продуктів окислення цих елементів: твердий, рідкий, газоподібний.

У перших двох випадках вони переходять в оксидну плівку, що утворюється (рис. 2.6, б), разом із продуктом окислення кремнію - кремнеземом. В залежності від природи оксиду, він або знижує температуру плавлення плівки, як, наприклад, Mn, або збільшує її, як  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  чи  $\text{V}_2\text{O}_5$ , відповідно полегшуючи або утруднюючи перенесення кисню через плівку. Однак у будь-якому випадку окислення кремнію та інших елементів буде відбуватись одночасно, а співвідношення швидкостей їх окислення залежатиме від швидкості перенесення

елементів у металі, їх продуктів окислення в оксидній фазі і швидкості хімічної реакції на межі розподілу фаз.

Якщо ж продуктом окислення елемента є газова фаза, то остання створює прошарок 2 між металом 1 і оксидною фазою 3, що перешкоджає їх контакту, а, отже, переходу утвореного при окисленні кремнію кремнезему в оксидну фазу (рис. 2.8).

Таким елементом є вуглець і тому перебіг окислення кремнію багато в чому залежить від термодинаміки реакції



$$\lg K \equiv \lg \left( P_{\text{CO}}^2 a_{\text{Si}} / a_{\text{SiO}_2} a_{\text{C}}^2 \right) = -28400/T + 15,77. \quad (2.52)$$

Оскільки вона ендотермічна, то з підвищенням температури конвертерної ванни рівновага реакції зрушується вправо і кремнезем, що утворюється при окисленні кремнію, буде відновлюватись вуглецем. Якщо припустити, що  $a_{\text{SiO}_2} = 1$ ,  $P_{\text{CO}} = 1$ , то з рівняння (2.52) можна знайти співвідношення концентрацій вуглецю і кремнію, що при даній температурі є критичним для переходу від використання кисню на окислення кремнію до його використання на окислення вуглецю:

$$\lg \left( [\text{Si}] / [\text{C}]^2 \right) \leq -28400/T + 15,77 - \lg f_{\text{Si}} + 2 \lg f_{\text{C}}. \quad (2.53)$$

Розрахунки по (2.53) дають результати, що збігаються із даними практики, і при звичайному вмісті кремнію у чавуні близько 1% і вуглецю - близько 4,5% перехід від переважного окислення кремнію до переважного окислення вуглецю відбувається при досягненні ванною температури 1350-1400°C.

Місцем окислення кремнію є поверхня краплі металу - окислювальна газова фаза у первинній зоні взаємодії, поверхня контакту оксидів заліза у конденсованому чи парофазному стані з металом ванни у вторинній зоні взаємодії і поверхня контакту металу з конвертерним шлаком. У першому випадку відбувається складна реакція (2.45), а в другому і третьому - реакція (2.47) або  $[\text{Si}] + 2\{\text{FeO}\} \rightarrow \{\text{SiO}_2\} + 2\{\text{Fe}\}$  з утворенням продуктів реакції у парофазному чи конденсованому стані.

Той факт, що при виконанні умови (2.53) окислення кремнію не припиняється, свідчить на користь першого місця перебігу процесу окислення, тому що при обмеженому об'ємі краплі часткове окислення вуглецю викличе порушення умови (2.53) і повернення до окислення кремнію.

Однак така ж можливість існує і при контакті крапель металу з конвертерним шлаком у шлакометалевій емульсії, якщо газовий прошарок 2 (рис. 2.8) не суцільний, а має вигляд окремих бульбашок на поверхні краплі.

Динамічна характеристика окислення кремнію (рис. 2.9) у кислому конвертерному процесі (лінія 1) вказує на існування залишкового вмісту кремнію у продукту металі. В основних конвертерах (лінія 2) вміст кремнію стає практично рівним нулю в першу третину продувки, після чого окислюється вуглець (лінія 3).

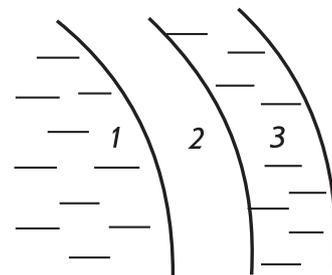


Рис. 2.8. Газовий прошарок 2, що розподіляє метал 1 і оксидну фазу 3

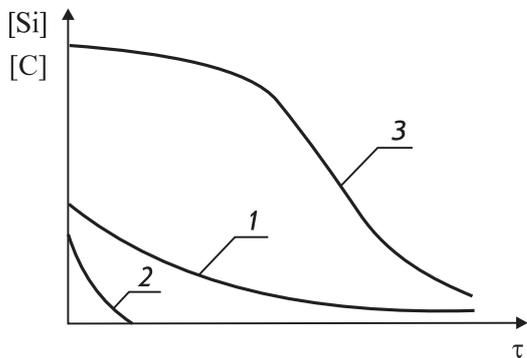


Рис. 2.9. Динамічна характеристика окислення кремнію

У конвертерах малого бесемерування при продувці ливарних чавунів, що містять 2,5-3% Si, швидкість окислення кремнію на початку продувки мала, тому що на краплях металу у зоні взаємодії утворюється оксидна плівка твердого кремнезему, яка заважає засвоєнню кисню. При більш високих вмістах кремнію конвертування може виявитись неможливим.

Для найбільш розповсюдженого варіанта конвертерних процесів - верхнього кисневого дуття коефіцієнт засвоєння кисню на окислення кремнію складає при його концентрації вище 0,3%

$$\eta_{\text{Si}} = 0,417[\text{Si}]^{0,4}, \quad (2.54)$$

а при більш низьких концентраціях

$$\eta_{\text{Si}} = 0,525[\text{Si}]^{0,6}. \quad (2.55)$$

Якщо прийняти  $\eta_{\text{Si}} = a[\text{Si}]^m$ , то формально зміну його концентрації в процесі продувки можна знайти із рівняння

$$\partial[\text{Si}]/\partial\tau = a[\text{Si}]^m i_{\text{O}_2} (28/22,4)(100/1000), \quad (2.56)$$

інтегруючи яке в межах  $[\text{Si}] = [\text{Si}]_{\text{поч}}$  при  $\tau = 0$  і  $[\text{Si}] = [\text{Si}]$  при  $\tau = \tau$ , одержимо

$$[\text{Si}]^{1-m} = [\text{Si}]_{\text{поч}}^{1-m} - (1-m) a i_{\text{O}_2} (28/22,4)(100/1000)\tau, \quad (2.57)$$

де  $i_{\text{O}_2}$  - питома інтенсивність продувки, м<sup>3</sup>/т хв.

Приймаючи в (2.57), що кінцевий вміст кремнію дорівнює нулю, можна визначити ту тривалість продувки, протягом якої це буде досягнуто.

## 2.5. Окислювання марганцю

Окислювання марганцю киснем газової фази може бути представлено реакцією



$$\lg K \equiv \lg \left( a_{\text{MnO}} / a_{\text{Mn}} \cdot p_{\text{O}_2}^{1/2} \right) = 18800/T - 4,56, \quad (2.59)$$

оксидами заліза шлаку -



$$\lg K \equiv \lg(a_{\text{MnO}} / a_{\text{Mn}} \cdot a_{\text{FeO}}) = 6440/T - 2,95, \quad (2.61)$$

киснем, розчиненим у металі -



$$\lg K \equiv \lg(a_{\text{MnO}} / a_{\text{Mn}} \cdot a_{\text{O}}) = 12720/T - 5,68 \quad (2.63)$$

Реакція (2.58) є формальною, тому що межа контакту метал-газ відразу ж вкривається оксидною плівкою і в подальшому перенесення кисню здійснюється за схемою (2.23) - (2.25). Температура кипіння оксидів марганцю складає, за різними даними, 2627-4050°C, що вище температури первинної зони взаємодії. Тому припускати можливість їх випаровування і підтримання безпосереднього контакту металу і газу важко.

На відміну від окислення кремнію, при окисленні марганцю плівка оксидів марганцю не створює помітного пасивуючого ефекту, подібного до кремнезему, мабуть, у зв'язку з тим, що спорідненість до кисню у марганцю і заліза близькі між собою і в плівці, поряд з оксидами марганцю, розчиняються оксиди заліза, що забезпечує її низьку в'язкість і не створює помітних перешкод переносу кисню. Чавуни, виплавлені із деяких залізородних родовищ, містять до 5-8% марганцю. Однак затримок його окислення на початку продувки в конвертері, як це відбувається при високих вмістах кремнію, не спостерігається.

Можна припускати, що первинними етапами реакцій (2.45) і (2.47) є розчинення в металі кисню і взаємодія останнього з марганцем по реакції (2.62).

Рівноважна з газовою фазою, яка містить кисень, концентрація марганцю  $[\text{Mn}]^*$ , розрахована за (2.59) при  $a_{\text{MnO}} = 1$ , значно менша від фактичного його вмісту у металі  $[\text{Mn}]$ . Тому, відповідно до реакції (2.58), він повинен був би окислюватися практично до величини порядку  $10^{-3}$  і  $10^{-2}\%$ .

Фактично ж його концентрації у продуктому металі складають величини порядку  $10^{-1}\%$  і порівнюються з рівноважними  $[\text{Mn}]^*$ , розрахованими за складом шлаку з використанням виразу (2.61). Це говорить про те, що окислення марганцю відбувається не тільки в зоні взаємодії окислювального дуття з ванною, але й у системі королюки металу-шлак у шлакометалевій емульсії. Оскільки активність оксидів марганцю в кислих і основних шлаках складає 0,05-0,10 і 0,15-0,25 відповідно, то в основних процесах рівноважна зі шлаком концентрація марганцю в металі вища і він окислюється у меншій мірі.

Підвищення температури ванни зрушує рівновагу екзотермічної реакції (2.60) вліво, сприяючи відновленню марганцю зі шлаку в метал. Іноді в другій половині продувки спостерігається помітне збільшення кількості марганцю в конвертерній ванні, що неважко помітити на динамічній характеристиці зміни фактичної концентрації марганцю (лінія 1, рис. 2.10). Оскільки фактична концентрація марганцю залишається вищою за рівноважну зі шлаком (лінія 2), то припустити, що причиною цього є зрушення вліво реакції (2.60), не можна. Очевидно, явище "марганцевого горба" виникає, коли спорідненість вуглецю до кисню, внаслідок підвищення температури, настільки збільшується, що при ще досить високій його концентрації в конвертерній ванні він відновлює зі шлаку оксиди марганцю по реакції



$$\lg K \equiv \lg(P_{\text{CO}} a_{\text{Mn}} / a_{\text{C}} a_{\text{MnO}}) = -5272/T + 5,02 \quad (2.65)$$

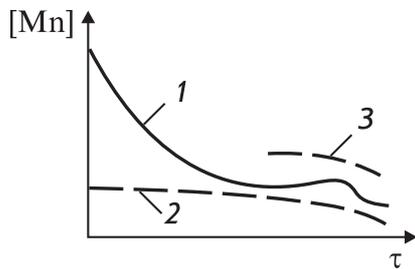


Рис. 2.10. Динамічна характеристика окислення марганцю

Розрахунки за (2.65) показують, що рівноважна зі шлаком і металом по реакції (2.64) концентрація марганцю  $[Mn]^*$  вища, ніж фактична (лінія 3, рис. 2.10), що робить термодинамічно можливим його відновлення.

Наприкінці продувки конвертерної ванни вміст вуглецю зменшується і все більша частина кисню, що вдувається, надходить у шлак у вигляді оксидів заліза. Це викликає розведення шлаку по  $MnO$ , зменшення його активності і збільшення активності оксидів заліза, що знижує, згідно з (2.61),  $[Mn]^*$  і фактичну концентрацію марганцю.

## 2.6. Окислювання вуглецю

Реакція окислювання вуглецю є провідною в конвертерних процесах, тому що вуглець є найбільш масовою домішкою, певна частина продувки проходить тільки як окислення вуглецю, на його концентрацію орієнтуються при зупинці продувки, продукти окислення газоподібні, займають великий обсяг і тому викликають ряд гідродинамічних ефектів - як позитивних, так і негативних.

Окислювання вуглецю за рахунок кисню газової фази описується реакціями



$$\lg K \equiv \lg(P_{CO} / a_C P_{O_2}^{1/2}) = 7960/T + 1,77, \quad (2.67)$$



$$\lg K \equiv \lg(P_{CO_2} / a_C P_{O_2}) = 22750/T - 2,77. \quad (2.69)$$

Оскільки реакція (2.66) дає газоподібний продукт - монооксид вуглецю, що переноситься від межі розподілу метал-газ 1 (рис. 2.11, а), то спостерігається зустрічний масоперенос  $CO$  від поверхні металу і  $O_2$  до поверхні металу (рис. 2.11, б), які можуть вступати в реакцію  $\{CO\} + 1/2\{O_2\} \rightarrow \{CO_2\}$ .

У цьому випадку діоксид вуглецю, що утворюється від фронту 2 реакції горіння, буде переноситись до поверхні 1, де вступить з вуглецем металу в реакцію



Константи швидкості відповідних реакцій

$$k_1 = 6 \cdot 10^4 \exp(-7538/T) \quad (2.71, а)$$

$$k_2 = 6,94 \cdot 10^6 \exp(-22236/T) \text{ (см/с)} \quad (2.71, б)$$

певним чином співвідносяться з коефіцієнтами масопереносу діоксиду вуглецю  $\beta_{CO_2}$  і кисню  $\beta_{O_2}$ , внаслідок чого окислення вуглецю здійснюється за одно- (рис. 2.11, а) чи двостадійною (рис. 2.11, б) схемою.

Відповідно до критерію Померанцева,

$$(P_O) = \beta_{CO_2} / (k_1 D_{CO_2})^{1/2} + \beta_{O_2} / 2k_2, \quad (2.72)$$

де  $D_{CO_2}$  - коефіцієнт молекулярної дифузії  $CO_2$ , збільшення швидкості хімічних реакцій робить більш імовірною двостадійну схему, якій відповідає  $P_O \geq 1/2$ , тому що інтенсивність виділення при цьому моно- і діоксиду вуглецю перевищує інтенсивність їх масопереносу, що віддаляє фронт горіння 2 від поверхні 1 (рис. 2.11, б). Експериментальні дані дозволяють припустити, що критичне значення критерію Померанцева складає  $(P_O) = 1/2 \dots 1$ .

При однастадійній схемі швидкість окислення вуглецю визначається парціальним тиском кисню в окислювальному дутті, має високу швидкість, а процес лімітується переносом кисню до поверхні 1 (рис. 2.11, а).

При двостадійній схемі процес окислення вуглецю лімітується реакцією (2.70), а його питома інтенсивність, моль/см<sup>2</sup>·с

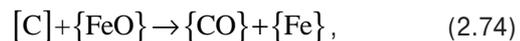
$$i_C = 6,94 \cdot 10^6 \bar{p}_{CO_2} x_C^S \exp(-22236/T) / RT, \quad (2.73)$$

де  $\bar{p}_{CO_2}$  - середній за час взаємодії парціальний тиск  $CO_2$  на фронті горіння;  $x_C^S$  - поверхнева атомарна концентрація вуглецю /  $(x_C^S = x_C + 273/T)$ , де  $x_C$  - атомарна концентрація вуглецю в металі.

Деякою мірою тут повторюється протистояння теорій М.М. Карнаухова про пряме (рис. 2.11, а) і В.Є. Грум-Гржимайла - про непряме (рис. 2.11, б) окислення вуглецю. У кожному конкретному випадку необхідно, з використанням зведень про гідродинамічну обстановку на межі розподілу окислювальний газовий потік-поверхня металу (крапля, стінки бульби) розрахувати коефіцієнти масопереносу  $\beta_{CO_2}$  і  $\beta_{O_2}$ , а знаючи температуру на межі розподілу фаз і фронті горіння, - константи швидкостей реакцій (2.69) і (2.70). Якщо розрахована з їх використанням величина критерію Померанцева буде нижча, ніж критична, окислення вуглецю відбуватиметься у дві стадії, а якщо більше - в одну.

Аналіз процесу окислення вуглецю в конвертерах показує, що з ростом масштабу процесу (садки конвертера) окислення вуглецю за однастадійною схемою стає більш імовірним.

Аналогічно можна розглядати й окислення вуглецю парами оксидів заліза. При однастадійній схемі відбувається реакція



а при двостадійній -

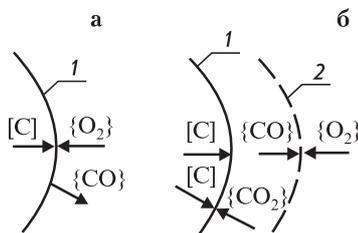
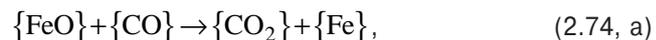
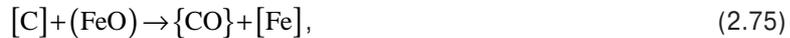


Рис. 2.11. Схема окислення вуглецю металу киснем газової фази

Окислення вуглецю оксидами заліза відбувається у вторинній зоні взаємодії та у шлако-металевій емульсії по реакції



$$\lg K \equiv \lg(p_{CO} / a_C \cdot a_{FeO}) = -7558/T - 4,74 \quad (2.76)$$

Реакція (2.75) є формальною, тому що фактично при утворенні газової фази між металом і шлаком виникає газовий прошарок 2 (рис. 2.8) і їх безпосередній контакт припиняється.

Реакція (2.75) складається із двох етапів



$$\lg K \equiv \lg(p_{CO}^2 / a_C \cdot p_{CO_2}) = -7558/T + 6,76 \quad (2.78)$$

та



$$\lg K \equiv \lg(p_{CO_2} / p_{CO} \cdot a_{FeO}) = 2164/T - 1,85, \quad (2.80)$$

які проходять відповідно на поверхнях контакту метал-газовий прошарок (1-2) і газовий прошарок-оксидна фаза (2-3) (рис. 2.8).

Із цих двох реакцій (2.77) є повільнішою і тому лімітує процес у цілому, що описується рівнянням (2.75).

Оскільки реакція (2.79) протікає швидко, то склад газової фази у прошарку 2 (рис. 2.8) визначається рівновагою цієї реакції. Якщо реакція (2.75) проходить у вторинній зоні взаємодії, то рівновага реакції (2.79) визначається температурою ванни, а  $a_{FeO} = 1$  і співвідношення

$$p_{CO_2} / p_{CO} = K \quad (2.81, a)$$

із вираження (2.80).

Якщо ж вона відбувається у шлакометалевій емульсії між корольками металу, що містять вуглець, і шлаком, то  $a_{FeO} \neq 1$  і складає для різних випадків 0,2-0,6, а

$$p_{CO_2} / p_{CO} = K a_{FeO} \quad (2.81, б)$$

і менше, ніж по (2.81, а), якщо температура у шлакометалевій емульсії і ванні однакова.

Згідно з (2.80) - (2.81), зі збільшенням температури ванни зменшується  $K$  і, відповідно, відношення  $p_{CO_2} / p_{CO}$  або, що те ж саме,  $CO_2/CO$ . Тому в процесі продувки відношення  $CO_2/CO$  зменшується (рис. 2.12).

Оскільки до складу виразу (2.80) входить тільки температура, а в (2.81) перемінною є  $a_{FeO}$ , то склад газової фази конвертерного процесу визначається тільки цими параметрами. Садка конвертера, склад дуття, метод його підведення до ванни, склад металошихти та інші фактори впливають на склад газової фази тільки в тому випадку, якщо вони впливають на температуру ванни й активність оксидів заліза у вторинній зоні взаємодії і шлаку.

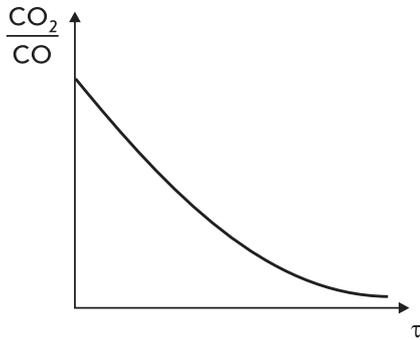


Рис. 2.12. Зміна складу газової фази в процесі продувки

Ця теза має важливе значення, тому що тепловий ефект окислення вуглецю до CO майже в 3 рази менший, ніж до CO<sub>2</sub>, що важливо для теплового балансу процесу і, відповідно, для співвідношення в металошихті конвертерної плавки металобрухту і рідкого чавуну.

Існують різні варіанти технології допалювання CO до CO<sub>2</sub> у робочому просторі конвертера, які, поряд з частковим допалюванням, викликають ряд побічних негативних ефектів. Відповідно до механізму формування складу газової фази, допалювання можна здійснити тільки поза контактом з металом системи Fe - C. У протилежному разі утворений в результаті допалювання CO<sub>2</sub> по реакції (2.77) буде

окислювати вуглець металу, а наступна в результаті цього реакція (2.79) відновить вихідне співвідношення CO<sub>2</sub>/CO.

Як показано вище, реакція (2.42) регулює перехід від інтенсивного окислення кремнію до інтенсивного окислення вуглецю. Оскільки реакція (2.42) ендотермічна, цей перехід відбудеться при тим більшій концентрації кремнію в металі, чим вищими будуть концентрація вуглецю і температура ванни (див. (2.53)).

До початку інтенсивного окислення вуглець може видалятися із ванни в результаті згоряння крапель металу в первинній зоні взаємодії, згоряючи разом з іншими елементами. Оскільки при цьому головні витрати кисню пов'язані з горінням заліза по реакції (2.21), то на 1 кг металу витрачається приблизно 5 м<sup>3</sup> кисню і при цьому згоряє 0,01 [C] кг вуглецю. Коли ж у середині продувки буде окислюватись переважно вуглець, а швидкість його окислення складе V<sub>Cmax</sub>, то на 1 кг вуглецю витратиметься (11,2/12 м<sup>3</sup>) кисню. Тому відношення швидкості окислення вуглецю в результаті згоряння металу на початку продувки V<sub>Cпоч</sub> буде відноситись до максимального, як

$$V_{C_{поч}} / V_{C_{max}} = 0,047 [C], \quad (2.82)$$

(період I, рис. 2.13). Ця закономірність справедлива до початку переходу від інтенсивного окислення кремнію до інтенсивного окислення вуглецю, що відбувається в період II (рис. 2.13).

Чим вище температура ванни і нижче вміст кремнію в чавуні, тим швидше закінчиться період I і почнеться період II. При температурі чавуну 1350-1400°C період II настає з самого початку продувки, а швидкість окислення вуглецю відразу стає вище розрахованої за (2.82).

Період III (рис. 2.13) настає, як правило, після практично повного окислення кремнію і стабілізації концентрації марганцю в металі. Чим холодніше проходить конвертерний процес, тим пізніше в процесі продувки досягається V<sub>Cmax</sub>. При цьому внаслідок затягування настання періоду III збільшується тривалість періоду I і II, коли η<sub>O<sub>2</sub></sub> ≈ η<sub>C</sub>, а надлишок кисню у вигляді оксидів заліза накопичується у шлаку. В цих умовах чим пізніше настає період III, коли η<sub>O<sub>2</sub></sub> ≈ η<sub>C</sub>, тим вище окисленість шлаку, і при настанні III періоду вуглець може окислюватись не тільки за рахунок кисню, що вдувається, але й за рахунок оксидів заліза шлаку, що збільшує швидкість окислення вуглецю, ступінь спінення шлакометалевої емульсії і викликає викиди останньої із конвертера.

Як показано вище, при зниженні вмісту вуглецю в конвертерній ванні настає момент, коли перемішування ванни доставляє потоками металу в зону взаємодії за одиницю часу масу вуглецю меншу, ніж та, яка могла б бути окислена масою кисню, що вдувається, за ту ж одиницю часу. З цього моменту настає період IV, протягом якого відбувається зниження швидкості вигорання вуглецю (рис. 2.13). Чим вище інтенсивність перемішування, тим при меншій концентрації вуглецю настає цей момент. Оскільки газоутворення при окисленні вуглецю є, в тому числі, причиною перемішування, то в IV періоді зниження швидкості окислення вуглецю носить автокаталітичний характер.

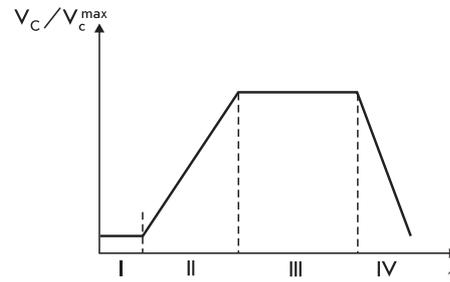


Рис. 2.13. Зміна швидкості окислення вуглецю в процесі продувки

У IV періоді  $\eta_{O_2} > \eta_C$ , а надлишок кисню у вигляді оксидів заліза надходить у шлак, що викликає втрати виходу придатного рідкого металу і збільшує швидкість зносу футеровки конвертера. Тому, починаючи з 70-х років, широке поширення одержала комбінована продувка, коли разом з верхнім кисневим дуттям у конвертерну ванну через днище найчастіше вдувається інертний газ. Він справляє перемішувачий ванну ефект, незалежно від дії газоутворення при окисленні вуглецю, що стабілізує результати продувки у IV періоді, зокрема, завдяки зсуву його початку ближче до кінця продувки.

Відома також технологія аргонокисневого рафінування, коли, в міру зниження концентрації вуглецю в конвертерній ванні, збільшує співвідношення концентрації аргону і кисню в дутті, що компенсує зниження перемішувачого ефекту від дії газоутворення при окисленні вуглецю.

## 2.7. Десульфурация

Сірка надходить у конвертер із чавуном, бруттом, вапном, іншими шихтовими матеріалами, а також із доменним або міксерним шлаком.

Відповідно до термодинаміки реакцій сірка перерозподіляється між металом і шлаком до стану рівноваги незалежно від того, якими матеріалами, металевими чи неметалевими, вона введена.

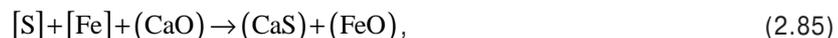
Реакції, при яких здійснюється перерозподіл сірки між металом і шлаком, очевидно, залежать від складу шлаку.

При основному шлаку видалення сірки може бути представлено реакцією



$$K_S = a_{CaS} \cdot a_O / a_S \cdot a_{CaO} \quad (2.84)$$

або



$$K_S = a_{CaS} \cdot a_{FeO} / a_S \cdot a_{CaO} \cdot \quad (2.86)$$

Визначення активностей компонентів шлаку  $a_{CaO}$  і  $a_{CaS}$  представляє певні труднощі, тому температурні залежності їх констант рівноваги відсутні.

Якщо шлак має низьку основність, то сірка може в нього видалятися за реакцією



$$K = a_{\text{FeS}} / a_{\text{S}}, \quad (2.88)$$

яку частіше записують у вигляді



Така реакція можлива на початку конвертерної продувки, коли, завдяки високій концентрації вуглецю і кремнію в металі, коефіцієнт активності сірки значний, а, значить, рівноважна зі шлаком концентрація сірки в металі може виявитись нижчою за фактичну.

Однак практично значиме видалення сірки з металу у шлак починається при основності останнього вище  $(\text{CaO}) / (\text{SiO}_2) > 2$ , коли утворюється сполука двокальцієвий силікат і з'являються вільні аніони кисню ( $\text{O}^{2-}$ ) в результаті дисоціації основних оксидів  $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{MnO}$ ,  $\text{FeO}$  за реакцією



Значимість цього факту можна підтвердити, записавши в іонній формі реакцію (2.83)

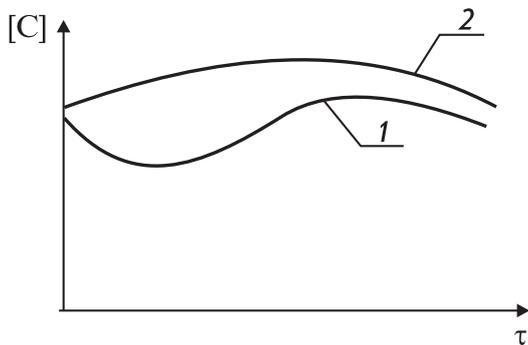


Рис. 2.14. Динамічна характеристика десульфурації конвертерної ванни

Відповідно до правила Ле-Шательє, реакція (2.91) може зрушуватись управо, забезпечуючи десульфурацію металу, тільки за умови, що мольна частка  $x_{\text{O}^{2-}} > 0$ .

Динаміка видалення сірки з металу у шлак може характеризуватись рис. 2.14. При низькому вмісті сірки в неметалевій шихті і відсутності доменного чи міксерного шлаку вміст сірки в металі змінюється по лінії 1. У першій третині продувки він знижується завдяки високому коефіцієнту активності сірки в результаті перебігу реакції (2.89). Далі можливий деякий ріст його, якщо до цього моменту основність шлаку менша 2. У заключній частині продувки при  $(\text{CaO}/\text{SiO}_2) > 2$  вміст сірки знову знижується.

При значній масі сірки, що вноситься неметалевою шихтою і доменним чи міксерним шлаком, які відразу ж розчиняються у конвертерному шлаку, вміст сірки у металі в першу половину продувки збільшується (лінія 2) через низьку основність шлаку, а після того, як досягається основність більше 2, - знижується.

Із балансу сірки, що вноситься чавуном  $M_{\text{чав}}S_{\text{чав}}$ , бруктом  $M_{\text{бр}}S_{\text{бр}}$ , іншими матеріалами  $\sum M_{\text{мат}}S_{\text{мат}}$  і надходить у сталь  $M_{\text{ст}}S_{\text{ст}}$  і шлак  $M_{\text{шл}}S_{\text{шл}}$ ,

$$M_{\text{чав}}S_{\text{чав}} + M_{\text{бр}}S_{\text{бр}} + \sum M_{\text{мат}}S_{\text{мат}} = M_{\text{ст}}S_{\text{ст}} + M_{\text{шл}}S_{\text{шл}}, \quad (2.92)$$

враховуючи, що  $S_{\text{шл}} / S_{\text{ст}} = L_{\text{S}}$  - коефіцієнт розподілу сірки між металом і шлаком, можна знайти, від чого залежить вміст сірки у сталі

$$[S]_{cm} = (M_{чав}S_{чав} + M_{бр}S_{бр} + \Sigma M_{мам}S_{мам}) / (M_{cm} + L_S M_{шл}). \quad (2.93)$$

Величина  $L_S$  залежить, насамперед, від вмісту основних оксидів у шлаку, збільшуючись з його ростом.

$$\lg L_S \equiv \lg \left\{ \frac{[S]}{[S]} \right\} = 5685/T - 1,43 - \lg a_{FeO} - 4,21 + \\ + 3,645(x_{CaO} + x_{FeO} + x_{MgO} / 2 - x_{Al_2O_3} / 2). \quad (2.94)$$

При основному шлаку коефіцієнт розподілу сірки має величини порядку  $10^0$ - $10^1$ , тобто невеликий.

Збільшення  $L_S$  і  $M_{шл}$  є головним методом зниження вмісту сірки у виплавленій сталі при даному складі шихти.

Іноді на практиці для видалення сірки використовують проміжне скачування первинного низькоосновного шлаку. Тоді наступні добавки вапна дадуть більш значний ріст основності шлаку і збільшення  $L_S$ , що перевищує деяке зниження маси шлаку наприкінці продувки.

Зі збільшенням основності шлаку його температура плавлення і в'язкість зростають, що знижує інтенсивність масопереносу сірки у шлаку і може знизити ступінь десульфурації металу, відн. %:

$$D_S = (S_{чав} - S_{cm})100 / S_{чав}. \quad (2.95)$$

Тому при одержанні шлаку з основністю  $(CaO/SiO_2) \geq 3,5 \dots 4$  необхідно збільшувати добавку у шлак матеріалів, що знижують його температуру плавлення.

Сірка може частково видалятись у газову фазу, в тому числі в кислих процесах. Це відбувається при горінні крапель металу у первинній зоні взаємодії окислювального дуття з конвертерною ванною, коли разом з іншими елементами згоряє і сірка. Якщо на 1 т сталі витрачається  $V_{O_2}$  м<sup>3</sup> кисню, причому на кожен м<sup>3</sup> якого згоряє 5 кг заліза, що містить [S] сірки, то видалення сірки у газову фазу складає, %

$$\Delta[S]_{газ} = S \cdot 10^{-5} V_{O_2} [S]. \quad (2.96)$$

Ці втрати сірки не мають практичного значення.

У 60-х роках розроблялися спеціальні технології продувки в конвертерах верхнього кисневого дуття, що припускають окислення сірки шлаку киснем дуття за реакцією



і відповідний перехід сірки з металу у газ.

Однак з'ясувалося, що цей процес вимагає низької інтенсивності взаємодії кисневих струменів із ванною і низької швидкості окислення вуглецю, що приводить до високого вмісту оксидів заліза у шлаку, який досягає 40-50%. Негативні наслідки цього не дозволили реалізувати виробничу технологію такого способу десульфурації.

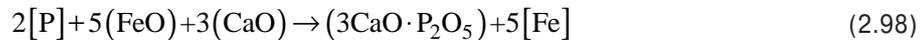
В останні десятиліття спостерігається тенденція вирішення проблеми десульфурації шляхом попередньої обробки чавуну і позапічної обробки сталі, які більш ефективні і стабільні за результатами, ніж десульфурація в конвертері.

## 2.8. Дефосфорація

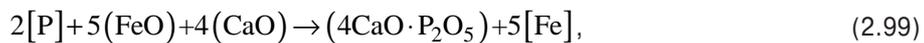
Кількість фосфору у чавуні для конвертерних процесів коливається в досить широких межах. Найчастіше переробляють передільні чавуни із вмістом фосфору менше 0,1%. У деяких країнах залізорудні родовища мають високу концентрацію пентоксиду фосфору, і оскільки фосфор у доменній печі відновлюється у чавун практично цілком, останній може містити до 2% і більше фосфору. Такі чавуни раніше називалися томасівськими, за назвою конвертерного процесу, спеціально створеного для їх переробки Дж. Томасом. Зараз їх називають фосфористими.

Чим більша кількість фосфору у чавуні, тим складніша технологія їх переробки, що забезпечує видалення фосфору за коротку тривалість процесу продувки.

Реакція видалення фосфору з металу у шлак звичайно записується рівнянням



чи рівнянням



$$\lg K \equiv \lg \left( a_{4\text{CaO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5} / a_{\text{P}}^2 a_{\text{FeO}}^5 a_{\text{CaO}}^4 \right) = 44690/T - 18,26 \quad (2.100)$$

Однак оскільки активності компонентів шлаку ( $3\text{CaO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5$ ), ( $4\text{CaO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5$ ), і ( $\text{CaO}$ ) невідомі, то останнім часом одержали поширення емпіричні вирази типу

$$\begin{aligned} \lg K_p \equiv \lg \left\{ (\text{P}_2\text{O}_5) / [\text{P}]^2 (\text{FeO})^5 \right\} = & 8,221 \lg [(\text{CaO}) + (\text{CaF}_2) + \\ & + 0,3(\text{MgO}) - 0,05(\text{FeO})] + 21460/T - 27,02, \end{aligned} \quad (2.101)$$

де фігурує не константа рівноваги, а показник розподілу, виражений через масові відсотки. Як видно з виразу (2.101), дефосфоруєча здатність інших основних оксидів, крім оксиду кальцію, значно поступається дії  $\text{CaO}$ .

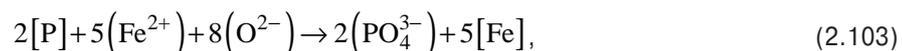
Часто використовується також вираз

$$\lg L_p \equiv \lg \left\{ (\text{P}) / [\text{P}] \right\} = 22350/T - 16,0 + 2,5 \lg (\text{Fe}) + 0,08(\text{CaO}), \quad (2.102)$$

що враховує вплив тільки тих оксидів, які стоять у рівняннях (2.98) і (2.99).

При основному шлаку величина  $L_p$  має порядок величини  $10^2$ - $10^3$ , що значно більше, ніж  $L_s = 10^0 \dots 10^1$ . Тому одержати в основному конвертері сталь з низьким вмістом фосфору легше, ніж з низьким вмістом сірки.

Якщо записати реакцію (2.98) в іонній формі



то, згідно Ле-Шательє, перехід фосфору з металу у шлак можливий лише при наявності в останньому вільних аніонів кисню:  $x_{\text{O}^{2-}} > 0$ , як і для сірки. У силікатному основному шлаку, в

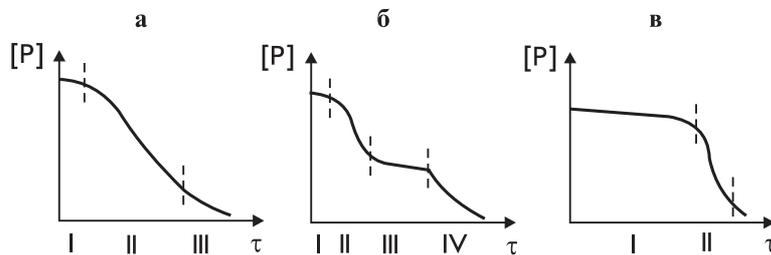


Рис. 2.15. Динамічна характеристика дефосфорації конвертерної ванни

якому головним кислим оксидом є ( $\text{SiO}_2$ ), вільні аніони кисню з'являються, коли концентрація ( $\text{SiO}_2$ ) стає менше 31-32%, незалежно від того, яка концентрація  $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{MnO}$  чи  $\text{FeO}$ .

Видалення фосфору з металу у шлак вимагає досить високої рідкорухомості шлаку, що забезпечує високий коефіцієнт масопереносу в ньому пентоксиду фосфору. Тому висока температура плавлення шлаку і його перехід у напівтвердий і твердий стан сповільнює або навіть припиняє дефосфорацію.

Динамічні характеристики дефосфорації досить різноманітні (рис. 2.15). У тому випадку, коли концентрація у чавуні кремнію невелика, у конвертері з верхньою продувкою через короткий проміжок часу I (рис. 2.15, а) у шлаку з'являються вільні аніони кисню і фосфор починає окислюватися. Якщо достатня рідкорухомість шлаку підтримується добавками розріджувачів типу плавикового шпату чи завдяки досить високій концентрації оксидів заліза і марганцю, що також знижують температуру плавлення шлаку, то фосфор стабільно окислюється практично протягом більшої частини продувки (період II, рис. 2.15, а) і тільки при зниженні його концентрації у III періоді швидкість дефосфорації поступово зменшується.

Така динамічна характеристика дефосфорації при верхній продувці чавунів, як передільних, так і фосфористих. Головним чином, це відбувається завдяки можливості при верхній продувці, піднімаючи чи опускаючи фурму, регулювати вміст оксидів заліза у шлаку, які не тільки є одним із двох його компонентів, необхідних для дефосфорації, але й забезпечують потрібну рідкорухомість шлаку.

У тому випадку, коли при верхній продувці уникають підйому фурми у середині продувки в період інтенсивного окислення вуглецю, тому що висока окисленість і рідкорухомість викликають спінення шлаку і викиди, шлак може згорнутися у III періоді (рис. 2.15, б). Це викликає збільшення в'язкості шлаку, зниження коефіцієнта масопереносу в ньому пентоксиду фосфору і зупинку дефосфорації.

Тільки розрідження шлаку в заключний період продувки через зниження концентрації вуглецю і  $\eta_C$  і витрат все більшої частини кисню на окислення заліза, що викликає зростання концентрації оксидів заліза у шлаку, відновлює окислення фосфору.

При виплавці високовуглецевих сталей за технологією із зупинкою на заданому вмісті вуглецю не можна допускати згортання шлаку, тому що його розрідження наприкінці продувки може не встигнути відбутися і залишковий вміст фосфору у продуктому металі виявиться вище заданого.

При томасівському процесі через подачу повітряного дуття знизу і високого коефіцієнта засвоєння кисню на окислення домішок металу частка кисню, що витрачається на окислення заліза, невелика, його концентрація у шлаку низька і останній залишається у в'язкому неактивному стані весь I період (рис. 2.15, в). Тільки наприкінці продувки у II періоді, який називається передувкою, коли вміст вуглецю в конвертерній ванні стає менше 0,1% і кисень повітряного дуття починає інтенсивно витрачатися на окислення заліза, шлак розріджується і протягом 2-3 хв. концентрація фосфору знижується до необхідної.

При донній кисневій продувці, що звичайно має динамічну характеристику типу, представленого на рис. 2.15, в, за тих же причин, для того, щоб уникнути передувки,

доводиться вдувати через донні фурми, разом з киснем, порошкоподібне вапно. Шлаки системи CaO - FeO, що утворюються при цьому в зоні взаємодії дуття з ванною, забезпечують дефосфорацію незалежно від стану конвертерного шлаку. Але це ускладнює устаткування і здорожує процес.

При переробці фосфористих чавунів частіше використовується верхня продувка киснем з порошкоподібним вапном, що допомагає швидко сформувати необхідну кількість шлаку, яка складає до 30% від маси металу проти 10-15% шлаку - при продувці передільних чавунів. Обов'язковим технологічним прийомом є також проміжне скачування шлаку при вмісті вуглецю близько 1%.

Якщо вважати, що фосфористим чавуном вноситься практично весь фосфор, то зі спрощеного балансу фосфору

$$M_{чав}P_{чав} = M_{см}P_{см} + M_{шл}P_{шл}, \quad (2.104)$$

використовуючи вираз для коефіцієнта розподілу фосфору  $L_P = P_{шл} / P_{см}$ , одержимо

$$P_{см} = (M_{чав}P_{чав}) / (M_{см} + L_P M_{шл}). \quad (2.105)$$

При проміжному скачуванні шлаку зі шлаком, що випускається із системи метал-шлак, виводиться частина фосфору, а наступні добавки вапна у зменшену кількість шлаку підвищують його основність, що збільшує  $L_P$  і знижує залишковий вміст фосфору у продуктому металі.

Очевидно, більша частина фосфору перерозподіляється між корольками металу у шлакометалевій емульсії і власне шлаком. Малий розмір корольків (в середньому близько 1 мм) і їх значна кількість (10<sup>1</sup>-10<sup>2</sup>% від маси шлаку) створює значну по величині поверхню розподілу метал-шлак, на 3-4 порядки більшу, ніж площа конвертерної ванни. Тому створення спіненої шлакометалевої емульсії вважається головною умовою досягнення необхідної дефосфорації металу при переділі фосфористих чавунів. Оскільки корольки викидаються у шлак при окисленні з конвертерної ванни вуглецю, то їх вміст у шлаку залежить від швидкості його окислення  $V_C$ . Тому швидкість окислення фосфору  $V_P$  залежить від  $V_C$ , а також від маси шлаку і вмісту фосфору в металі за рівнянням

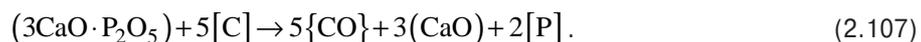
$$V_P = k_P V_C M_{шл} ([P] - [P]^*), \quad (2.106)$$

де  $V_C$ ,  $V_P$  - % хв.;  $M_{шл}$  - у частках від маси металу;  $k_P \approx 4,1$  і 0 для рідких спінених, в'язких не пінистих і скипілих шлаків;  $[P]^*$  - рівноважна зі шлаком концентрація фосфору в металі.

Введення у дуття інертних газів, як правило, при продувці повітрям, повинно враховуватися шляхом перерахунку їх витрат на газовиділення при вигорянні вуглецю.

Практично, до кінця продувки фактичний вміст фосфору в металі перевищує рівноважний зі шлаком. Незважаючи на це, в останню 1/3 продувки може спостерігатися явище "фосфористого горба", що полягає у відновленні фосфору з металу у шлак. Очевидно, реакції (2.98) і (2.99) не можуть бути використані для пояснення цього явища, тому що рівноважні концентрації фосфору розраховуються з їх використанням.

Можна припустити, що відновлення фосфору відбувається в результаті значної величини спорідненості вуглецю до кисню в цей період і здійснюється за реакцією



У подальшому, в міру зниження вмісту вуглецю, знову відбувається окислення фосфору.

Наприкінці продувки фактичний вміст фосфору наближається до рівноваги зі шлаком при розрахунку останнього за (2.101)-(2.102). Значні величини коефіцієнта розподілу

фосфору  $L_P$  роблять величину  $[P]^*$  досить мінливою при незначній зміні окисленості й основності шлаку наприкінці продувки, що ускладнює визначення відповідності фактичної і рівноважної концентрацій.

Розкислення конвертерної сталі звичайно відбувається при її випуску у ківш. Якщо з конвертера у ківш при випуску потрапляє деяка кількість шлаку, то взаємодія оксидів заліза з розкислювачами, що містяться в ньому, знижує окислюваність шлаку і, відповідно, підвищує рівноважну з ковшовим шлаком концентрацію фосфору в металі. Оскільки метал і шлак у ковші при випуску інтенсивно перемішуються, то відбувається рефосфорація з переходом фосфору із ковшового шлаку в розкислену сталь. Це особливо небезпечно на сталях з високим вмістом вуглецю, тому що кількість у них фосфору перед випуском ближче до заданого вмісту у готовій сталі, ніж для низьковуглецевих сталей. Запобігти рефосфорації можна, мінімізуючи масу шлаку, який потрапляє до ковша, і знижуючи його активність присадкою матеріалів, що збільшують його температуру плавлення і в'язкість, наприклад, вапна.

Випробування різних способів попередньої дефосфорації чавуну показало, що вона може здійснюватися лише в обмеженій мірі хлоридами і фторидами лужноземельних металів. Позапічна дефосфорація сталі вимагає створення окислювальних умов, що суперечить принципу використання позапічної обробки і доведення сталі у ковші для зниження її окисленості.

У той же час висока дефосфоруюча здатність конвертерних шлаків дозволяє домогтися низьких залишкових концентрацій фосфору у продуті металі порядку  $10^{-3}\%$ . Тому в більшості випадків одержання необхідної концентрації фосфору у сталі забезпечується при продувці металу в конвертері.

## 2.9. Окислюваність металу

Продувка конвертерної ванни окислювальним газом супроводжується розчиненням у металі кисню. Він витрачається на окислювання домішок металу, але, в міру зниження їх вмісту, залишається в розчині у все більшій концентрації.

Видалення кисню при розкисненні сталі супроводжується утворенням неметалевих включень, наявність яких, так само, як і розчиненого кисню, негативно позначається на механічних, фізико-хімічних та інших властивостях сталі.

Розчинення в металі газоподібного кисню відбувається за реакцією



$$\lg K \equiv \lg(a_O / P_{O_2}^{1/2}) = 6119/T + 0,15. \quad (2.108)$$

Припускають, що реакція (2.107) здійснюється у два етапи



а енергія хемосорбції кисню металом на основі заліза складає 120-150 кДж/моль.

Цей процес повинен відбуватися у первинній зоні взаємодії між газовою фазою окислювального дуття і краплями металу, поки поверхня цього контакту не вкриється оксидами,

тобто в умовах, коли масоперенос кисню із газової фази до поверхні металевих крапель менший, ніж масоперенос усередині крапель до цієї поверхні елементів, які можуть окислюватися.

Кисень може розчинятися в металі з оксидної фази у первинній і вторинній зонах взаємодії і з конвертерного шлаку в корольках металу у шлакометалевій емульсії за реакцією



$$\lg K \equiv \lg (a_{\text{O}} / a_{\text{FeO}}) = -6320/T + 2,73. \quad (2.112)$$

Вважається, що окислювальний потенціал шлаку характеризується кількістю у ньому оксидів заліза, як найбільш легко дисоціюючих оксидів.

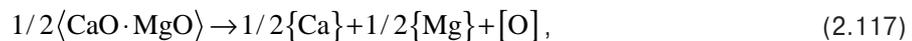
У той же час є припущення, що кисень може розчинятися в металі із футеровки, що складається зі значно стійкіших оксидів



$$\lg [\text{O}] = -6400/T + 2,70, \quad (2.114)$$



$$\lg [\text{O}] = -4030/T + 1,13, \quad (2.116)$$



$$\lg [\text{O}] = -6500/T + 2,34, \quad (2.118)$$



$$\lg [\text{O}] = -6000/T + 1,91. \quad (2.120)$$

Зверху вниз окислювальна здатність вогнетриву зменшується. Очевидно, шлак, насичений відповідним оксидом, також може впливати на окисленість металу.

Розчинений у металі кисень витрачається на окислення елементів, розчинених у залізі: кремнію, марганцю, ванадію, хрому, титану, вуглецю. Зі збільшенням концентрації кисню в металі системи Fe - C зростає тиск виділення  $P_{\text{CO}}$  відповідно до реакції



$$k = P_{\text{CO}} / a_{\text{C}} \cdot a_{\text{O}}, \quad (2.122)$$

$$P_{\text{CO}} = k \cdot a_{\text{C}} \cdot a_{\text{O}}. \quad (2.123)$$

Як показано вище, у краплях металу системи Fe - C у первинній зоні взаємодії тиск виділення досягає  $10^1$ - $10^2$  атм і краплі вибухають. Помічено, що в експерименті, незалежно від вмісту 1-4% вуглецю у краплі, вибух настає при розчиненні в металі 0,08% кисню і появі на поверхні краплі оксидної плівки. Можна припустити, що внаслідок поверхневої активності кисню, при його концентрації в металі 0,08%, атоми останнього адсорбуються

на поверхні краплі в концентрації, достатній для утворення FeO, тобто 22,2%. При вибуху крапель кисень, розчинений у металі, витрачається за реакцією



і продукти вибуху містять меншу, ніж вихідна крапля, концентрацію кисню.

Експериментально показано, що краплі вибухають і в шлакометалевій емульсії. Однак внаслідок меншого, ніж у окислювального дуття, окислювального потенціалу шлаку реакція (2.124) може протікати не вибухоподібно, а більш спокійно, з утворенням на межі метал краплі-шлак бульб монооксиду вуглецю або газового прошарку по типу (2.8).

Кисень може взаємодіяти і з іншими елементами



Таким чином, у конвертерному процесі існує можливість як збільшення, так і зменшення вмісту кисню у ванні в результаті взаємодії з елементами, здатними окислюватися: кремній, марганець, вуглець та інші.

Динамічна характеристика окисленості металу представлена на рис. 2.16.

На початку продувки, коли спорідненість кремнію до кисню вища, ніж у вуглецю, кисень, поглинений металом крапель у первинній зоні взаємодії, буде витрачатися, в першу чергу, на окислення кремнію, розчиненого в металі, при попаданні крапель у метал в межах вторинної зони взаємодії чи при виносі крапель із зони взаємодії у конвертерний шлак. Але при окисленні кремнію на поверхні крапель, що несуть кисень, утворюється плівка кремнезему, яка перешкоджає інтенсивному продовженню процесу звільнення крапель металу від кисню. Це, разом з безперервним насиченням крапель киснем газової фази окислювального дуття в первинній зоні взаємодії, викличе підвищення вмісту кисню в конвертерній ванні від початкового його вмісту в чавуні А по лінії А-В.

У точці В відбудеться перехід від інтенсивного окислення кремнію до інтенсивного окислення вуглецю при виконанні умови (2.53) і в подальшому швидкість окислення вуглецю зростає, як це показано у періоді II на рис. 2.13. Оскільки окислення вуглецю відбувається з виділенням газоподібних продуктів реакції (2.124) на межі розподілу фаз, інтенсифікуючих масообмінні процеси, то звільнення крапель металу від кисню у вторинній зоні взаємодії і в шлакометалевій емульсії прискорюється. Це, при сталості процесу насичення крапель киснем чи, можливо, навіть інтенсифікації вибухових процесів крапель у первинній зоні взаємодії, викличе зниження окисленості конвертерної ванни по лінії В-С (рис. 2.16).

У III періоді динамічної характеристики окислення вуглецю (рис. 2.13) сталість швидкості його окислення забезпечує сталість вмісту кисню у конвертерній ванні на ділянці С-Д (рис. 2.16).

У точці D концентрація вуглецю досягає критичної величини, при якій надходження вуглецю у зону взаємодії з металом, що перемішується, недостатнє для засвоєння всього кисню, що вдувається, на окислення вуглецю. В результаті у IV періоді швидкість окислення вуглецю зменшується (рис. 2.13) і, відповідно, зменшується звільнення від кисню крапель металу із первинної зони взаємодії і вміст кисню у конвертерній ванні зростає по лінії D-E (рис. 2.16).

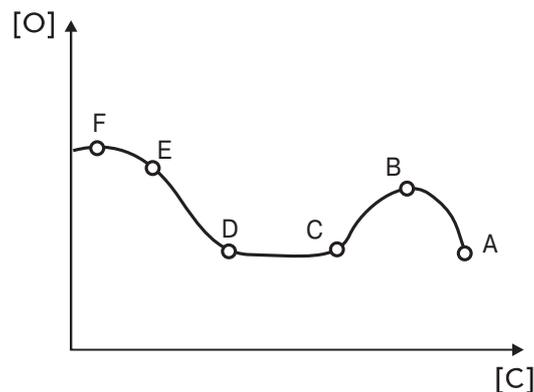


Рис. 2.16. Динамічна характеристика окисленості конвертерної ванни

Однак при вмісті вуглецю в металі менше 0,05% (точка E) і до вкрай низьких його концентрацій (менше 0,01%) темп наростання окисленості ванни зменшується і в подальшому вміст кисню в конвертерній ванні стабілізується на рівні 0,08-0,10% (лінія E-F на рис. 2.16). Можна припустити, що при такому вмісті кисню краплі металу у первинній зоні взаємодії вкриваються оксидною плівкою FeO і подальше розчинення кисню практично припиняється. Крім того, відповідно до виразу (2.116), основний конвертерний шлак, насичений оксидом кальцію, обмежує вміст кисню в контактуючому з ним металі при температурі кінця конвертерного процесу 1600-1650°C величиною 0,095-0,108%. А згідно з (2.118), доломітова футеровка, характерна для більшості випадків використання основного конвертерного процесу, обмежує кількість кисню в металі величиною 0,074-0,091%. При кислому конвертерному процесі і футеровці на основі кремнезему рівноважний з футеровкою вміст кисню в конвертерній ванні становитиме 0,051-0,062%.

Ці величини добре узгоджуються із тими, що фактично спостерігаються, і це дозволяє припускати справедливості описаного механізму регулювання окисленості продуктового конвертерного металу при досить низьких кількостях у ньому вуглецю.

Максимум на динамічній характеристиці окисленості конвертерної ванни у точці B (рис. 2.16) визначається вмістом кремнію в чавуні у відповідності з виразом

$$\Delta[\text{O}]_{\text{max}} = 0,0094 S_{\text{чав}}^{1,54}, \quad (2.126)$$

де  $\Delta[\text{O}]_{\text{max}} = [\text{O}]_B - [\text{O}]_A$  - різниця у кількостях кисню в точках B і A.

При збільшенні температури чавуну і зниженні в ньому концентрації кремнію можливе усунення I періоду в окислюванні вуглецю (рис. 2.13) та інтенсивне його окислення з початку продувки. У цьому випадку ділянка A-B (рис. 2.16) наростання концентрації кисню в конвертерній ванні також усувається і, в залежності від швидкості окислення вуглецю, можливе зниження концентрації кисню з початку продувки.

Найчастіше продувка в конвертері зупиняється на ділянці D-E (рис. 2.16), коли швидкість окислення вуглецю падає (період IV на рис. 2.13). Оскільки швидкість окислення вуглецю в цей період тим нижча, чим нижча його концентрація, а окислювальність конвертерної ванни визначається інтенсивністю витрат кисню на окислення, у даному випадку вуглецю, то на практиці звертають увагу на взаємозв'язок  $[\text{O}] - [\text{C}]$  і вважають окисленість продуктового металу функцією вмісту в ньому вуглецю. Відзначається також збільшення окисленості при збільшенні вмісту у шлаку оксидів заліза.

Сучасна технологія конвертерної плавки припускає контроль окислюваності продуктового металу за допомогою активометрів, які визначають  $a_o$ , що дозволяє здійснювати оперативний контроль окисленості металу і регулювати процес розкислення продуктої сталі з одержанням необхідної окисленості готової сталі.

З окисленістю пов'язане і маловивчене питання про вміст неметалевих включень у продуктовому металі.

Розрізняють стійкі і малостійкі неметалеві включення. До першого відносять силікати, кремнезем, алюмосилікати, які не розчиняються у спеціальних розчинах, що служать для електролітичного виділення неметалевих включень зі сталі. Включення FeO і MnO звичайно малостійкі. У включеннях міститься близько 50% ( $\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$ ), якщо сталь основна, і до 90%  $\text{SiO}_2$  - якщо кисла. Решта компонентів представлені головним чином FeO і MnO, що входять як до складу силікатів стійких включень, так і являються нестійкими включеннями.

Беручи до уваги, що розрахункова за складом неметалевих включень і фактично визначена різними методами концентрації кисню близькі між собою, залишається відкритим питання про можливість утворення неметалевих включень при кристалізації проби металу, відібраної для визначення їх складу, в результаті взаємодії розчиненого в металі кисню з іншими елементами металу.

Не виключається також, що включення у продуктій сталі залишилися від тих, що ввійшли до складу чавуну при його виплавці в доменній печі і містились у сталевому металобрухті шихти завдяки розкисленню тієї сталі, що згодом перетворилася в металобрухт.

## 2.10. Азот і водень у сталі

Азот і водень входять до складу рідкого чавуну і металобрухту, що використовуються як металошихта при конвертерному процесі. Відомі дослідження, які показали, що збільшення кількості азоту у чавуні хоч і незначно, але збільшує вміст азоту у продуктій сталі. У зв'язку з цим свого часу вивчалися фактори доменного процесу, що впливають на вміст азоту і водню у чавуні.

Азот і водень переходять у метал з газової фази за реакціями



$$\lg K \equiv \lg \left( a_N^2 / P_{N_2} \right) = -1630/T - 1,64, \quad (2.128)$$



$$\lg K \equiv \lg \left( a_H^2 / P_{H_2} \right) = -3080/T - 3,42. \quad (2.130)$$

Водень звичайно знаходиться в газовій фазі у вигляді парів води, що дисоціюють по рівнянню



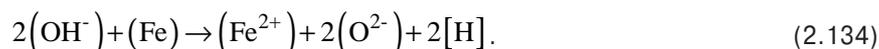
$$\lg K \equiv \lg \left( P_{H_2} P_{O_2}^{1/2} / P_{H_2O} \right) = -6670/T + 3,05, \quad (2.132)$$

а утворений водень розчиняється в металі по рівнянню реакції (2.129).

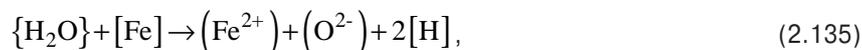
Водень може розчинитися в конвертерних шлаках за реакцією



а потім переходити у метал



Судячи із сумарної реакції



зі збільшенням основності шлаку, виразником якої у (2.135) є  $(O^{2-})$ , і його окислювальності, що характеризується  $(Fe^{2+})$ , перехід водню в метал гальмується.

Азот погано розчиняється або зовсім не розчиняється в конвертерних окислювальних шлаках.

Головним джерелом надходження азоту в конвертерну ванну є вміст азоту в дутті (рис. 2.17). При звичайному вмісті  $\{N\} > 10^{-2} - 10^{-1}\%$  концентрація азоту у продуктому металі займає ділянку (заштрихована), верхня межа якої збігається з рівноважною з дуттям концентрації азоту в металі при температурі ванни.

Їх взаємне положення свідчить про те, що азот, який надходить у ванну із дуття, може також із неї видалятися.

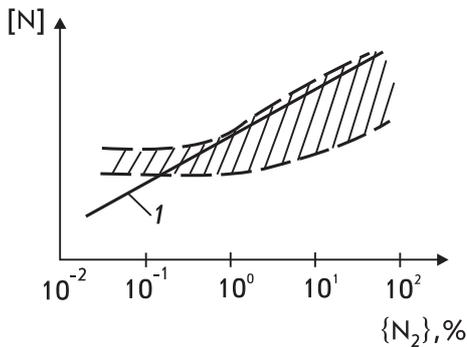


Рис. 2.17. Вплив вмісту азоту в дутті на його концентрацію у продукту металі

фактичних концентрацій азоту у ванні.

Таким чином, у зоні взаємодії видалення азоту із металу неможливе і відбувається тільки абсорбція азоту із газової фази через поверхню її контакту з краплями металу і стінками первинної зони взаємодії (бульби).

Десорбція ж азоту можлива при окисленні вуглецю із крапель металу оксидами заліза у шлакометалевій емульсії, тому що газова фаза, яка при цьому утворюється, складається тільки із продуктів окислення вуглецю. Очевидно, чим більше розвинена поверхня контакту краплі металу - конвертерний шлак у шлакометалевій емульсії, тим успішніше видаляється азот із крапель металу, а, отже, і з конвертерної ванни. Згортання шлаку, перехід його у твердов'язкий стан руйнує шлакометалеву емульсію і пригнічує окислення вуглецю із крапель металу, що припиняє десорбцію азоту із крапель і конвертерної ванни.

У бесемерівському процесі шлак насичений кремнеземом, в'язкий і малоактивний, шлакометалева емульсія практично не формується, а азот із конвертерної ванни виходить неінтенсивно. Тому динамічна характеристика азоту в бесемерівському процесі демонструє (рис. 2.18, лінія 1) монотонне зростання кількості азоту у ванні протягом усієї продувки.

Томасівський процес характеризується низькою концентрацією кремнію у чавуні. Тому перехід до інтенсивного окислення вуглецю відбувається на початку продувки, у тому числі із крапель металу в томасівському шлаку, що сприяє десорбції з них азоту. Незважаючи на однаковий із бесемерівським склад дуття, томасівський процес більшу частину продувки відрізняється більш-менш постійним вмістом азоту у ванні. Тільки в заключній стадії продувки,

у зв'язку зі зниженням концентрації вуглецю у ванні і краплях металу у шлакометалевій емульсії, окислення вуглецю і десорбція із крапель азоту сповільнюються, а його вміст у ванні починає збільшуватися (рис. 2.18, лінія 2).

Найбільш сприятливий для виходу азоту із ванни - киснево-конвертерний процес із верхньою продувкою, тому що можливе підтримання шлаку в рідкорухомому стані шляхом зміни положення фурми в процесі продувки, підвищення окисленості конвертерного шлаку і розвиток окислення вуглецю із крапель металу у шлакометалевій емульсії. Тому динамічна характеристика азоту (рис. 2.18, лінія 3) більшу частину продувки фіксує зниження вмісту азоту у ванні. Тільки в заключній

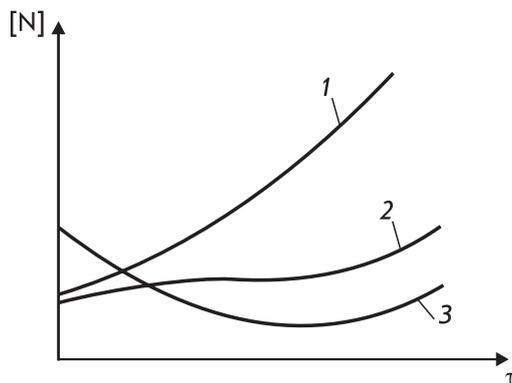


Рис. 2.18. Динамічна характеристика азоту при верхньому кисневому дутті

стадії продувки, у зв'язку зі зниженням вмісту вуглецю у ванні, процес окислення вуглецю із крапель металу у шлакометалевій емульсії сповільнюється, і десорбція азоту із них починає відставати від абсорбції азоту в первинній зоні взаємодії, а вміст його у ванні зростає.

Труднощі, пов'язані із визначенням кількості водню в сталі, привели до того, що процес поглинання і видалення водню з конвертерної ванни вивчений значно гірше, ніж азоту.

Надходження водню із дуття визначається його вологістю. У технічно чистому кисні вологи міститься до  $10 \text{ г/м}^3$ , а в повітрі при повітряному дутті - від  $1-5 \text{ г/м}^3$  взимку до  $12-16 \text{ г/м}^3$  влітку. Розрахунки за (2.130) і (2.132) показують, що такі концентрації водяної пари відповідають рівноважним з ними концентраціям водню в металі  $3-3,5 \text{ ppm}$  для технічно чистого кисню,  $1-2 \text{ ppm}$  - для повітряного дуття взимку і  $3,5-4,0 \text{ ppm}$  - влітку. Це близько до вихідного, при продувці, вмісту водню у рідкому чавуні ( $2,5-5,0 \text{ ppm}$ ).

На початку продувки в конвертері верхнього кисневого дуття (рис. 2.19) кількість водню дещо збільшується за рахунок гідратної води вапна, а потім зменшується, в міру збільшення швидкості окислення вуглецю. Після зниження вмісту вуглецю нижче критичного і зменшення швидкості його окислення концентрація водню в конвертерній ванні зростає.

Можна припустити, що, як і азот, водень дуття засвоюється у первинній зоні взаємодії на поверхні контакту газової фази із краплями металу і стінками газової бульби, а виділяється у шлакометалевій емульсії при окисленні вуглецю крапель металу оксидами заліза конвертерного шлаку.

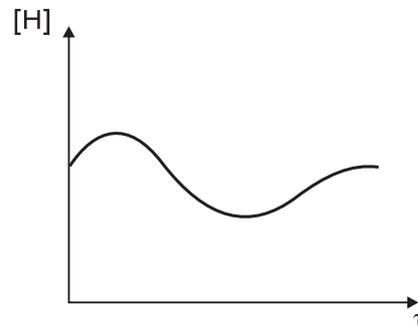


Рис. 2.19. Динамічна характеристика водню при верхньому кисневому дутті

## 2.11. Тепловий бік процесу

Традиційний конвертерний процес припускає надходження тепла з рідким чавуном і окисленням домішок металошихти. Існують технології, що використовують додаткові джерела тепла, які будуть розглянуті окремо.

Тепловий ефект від окислення елементів, розчинених у залізі киснем, представлений у табл. 2.1.

Продукти окислення кремнію і фосфору ошлаковують оксидом кальцію, а марганцю і заліза - кремнеземом, що супроводжується виділенням додаткової кількості тепла.

Зростання температури ванни при окисленні 1% елемента, що враховує і втрати тепла, яке виділяється при окисленні елементів, з димовими газами чи використанням вапна для ошлакування продуктів окислення, наведено для різних конвертерних процесів у табл. 2.2.

Беручи до уваги, що концентрація вуглецю в чавуні складає  $3,5-4,5\%$ , можна дійти висновку про провідну роль вуглецю в тепловому балансі основного конвертера з кисневим дуттям.

Для передільних чавунів має значення також вплив кремнію, а для фосфористих - фосфору.

Звичайно, кількість тепла, що виділяється при конвертерному процесі, більша, ніж необхідно для нагрівання ванни до необхідної температури. Тому для використання надлишків тепла у ванну вводять охолоджувачі - решту брукхту, залізо прямого відновлення, залізну руду, вапняк. Їх охолоджуюча здатність у зниженні температури ванни при додаванні 1% матеріалу від маси сталі дана в табл. 2.3.

Таблиця 2.1

Тепловий ефект окислення елементів киснем (кДж/кг)

Елемент	Без ошлакування		З ошлакуванням	
	1200°C	1600°C	1200°C	1600°C
Si	26,0	25,4	30,7	27,9
Mn	6,4	6,3	6,9	6,6
Fe	4,1	4,0	4,5	4,2
C → CO	11,3	11,1	-	-
C → CO <sub>2</sub>	33,1	32,0	-	-
P	19,8	16,5	25,8	23,4

Таблиця 2.2

Зростання температури ванни при окисленні 1% елемента, °C

Елемент	Киснєве дуття, основний процес	Повітряне дуття, кислий процес	Повітряне дуття, основний процес
Si	200	180	150
Mn	50	50	40
Fe	30	27	22
C	104	45	35
P	160	-	85

Питома значимість складових статичного теплового балансу, що враховує в цілому за плавку надходження і витрати тепла, для різних конвертерних процесів наведена в табл. 2.4.

В основних процесах необхідність формування шлаку супроводжується збільшенням на це витрат тепла у 3-4 рази. У даний час в Японії розробляється технологія конвертерного процесу, що припускає проведення десульфурації і дефосфорації поза конвертером і відмову, у зв'язку з цим, від формування шлаку.

Таблиця 2.3

Охолоджуюча здатність матеріалів, °C / 1 % від маси сталі

Матеріал	Зниження температури, °C
Сталевий брухт	9
Залізна руда	40
Вапняк	39
Вапно	16

Таблиця 2.4

## Складові теплового балансу конвертерних процесів, %

Складові балансу	Верхнє кисневе дуття	Донне кисневе дуття	Донне повітряне дуття, кислий процес	Донне повітряне дуття, основний процес	Бічне повітряне дуття, кислий процес
Надходження тепла					
1. Фізичне тепло чавуну	50	50	51	39	32
2. Окислення домішок	50	50	49	61	68
Втрати тепла					
1. Фізичне тепло сталі	66	66	58,5	52	39
шлаку	20	18	6,3	21	5
газів	10	12	27,2	24	43
2. Втрати тепла	4	4	8	3	13

Втрати тепла максимальні при малому бесемеруванні у зв'язку з малою садкою конвертерів - близько 1 т. Погане засвоєння бічного поверхневого дуття також приводить до значного збільшення кількості відхідних газів і відповідних втрат тепла. Деякою мірою це стосується і донного повітряного дуття, у якому, на відміну від кисневих процесів, багато тепла витрачається на нагрівання інертного азоту, що надходить із дуттям.

Шихтування конвертерної плавки, зокрема вибір співвідношення рідкого чавуну і металобрухту, повинне забезпечити наприкінці продувки необхідну температуру сталі.

Не менш важливим є динамічний тепловий баланс, який припускає узгодження надходження і витрат тепла по окремих періодах плавки.

У початковий період продувки передільних чавунів основне надходження тепла забезпечує окислення кремнію і температура змінюється по лінії 1 (рис. 2.20). Якщо металобрухт низької насипної щільності і складається із шматків металу невеликої товщини, то останні швидко прогриваються, а ванна значно охолоджується (лінія 2). На кінцевій температурі, обумовленій статичним тепловим балансом, це не позначається, але практично вся продувка проходить при більш низькій температурі. У зв'язку з цим вуглець починає інтенсивно окислюватися пізніше, ніж звичайно, що приводить до підвищених витрат кисню, який вдувається, на окислення заліза, підвищує окислюваність конвертерного шлаку і небезпеку виникнення викидів у другій половині продувки. Становище ускладнюється у зв'язку з тим, що при низькій насипній щільності брухту він займає значну частину внутрішнього простору конвертерів. Це не дозволяє оператору опустити фурму в номінальне положення після закінчення початкового періоду через побоювання пропалити наконечник краплями рідкого металу, що розбризкується кисневими струменями, які ударяються об поверхню нагрітого брухту і спричиняють його горіння.

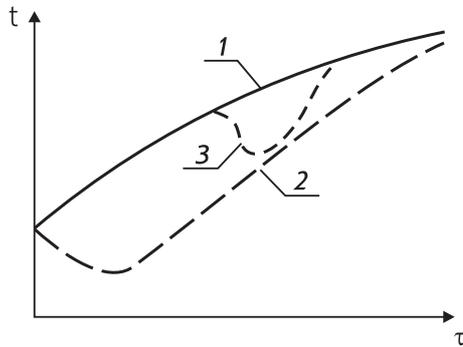


Рис. 2.20. Температурний режим продувки передільних чавунів

Після початку інтенсивного окислення вуглецю переокислений шлак інтенсивно пініться і починаються його викиди через горловину конвертера. Для припинення викидів доводиться зупинити продувку і скачувати спінений шлак, що супроводжується подовженням продувки на 5-7 хв. і втратами виходу придатної рідкої сталі у вигляді оксидів заліза скаченого шлаку і корольків металу, що містяться в ньому.

Зменшити негативні наслідки, викликані використанням брухту низької насипної щільності, можна, знизивши питому інтенсивність продувки і зменшивши тим самим масу окисленого заліза до настання інтенсивного окислення вуглецю.

Повсюдно для збільшення часу, протягом якого можливе розчинення вапна у шлаку, в його першу добавку присаджують до 2/3 всієї маси, що витрачається на плавку. На конвертерах садкою понад 300 т, у зв'язку з недостатнім темпом присадки вапна через низьку пропускну здатність тракту подачі шихтових матеріалів, частину вапна заготовляють у ваговому бункері у міжпродувочний період і присаджують у конвертер після завалки брухту перед заливанням чавуну. Все це збільшує витрати тепла на нагрівання вапна у динамічному тепловому балансі початкового періоду, що призводить до тих же наслідків, що й застосування брухту низької насипної щільності. Для усунення негативних наслідків необхідно погоджувати темп подачі вапна з тепловими можливостями процесу.

При використанні як охолоджувача матеріалу, що може бути присаджений у конвертер по тракту подачі шихти, такого, як залізна руда, фрагментований брухт, сталева стружка, залізо прямого відновлення, його присадка викликає тимчасове зниження температури ванни (лінія 3 на рис. 2.20), що також сповільнює окислення вуглецю, збільшує окислення шлаку і при значних порушеннях динамічного теплового балансу середини продувки може викликати викиди.

При продувці фосфористих чавунів початковий період проходить при монотонному підвищенні температури (рис. 2.21), тому що вміст у цих чавунах кремнію обмежений - 0,2-0,4%, щоб зменшити і без того значні добавки вапна, масу конвертерного шлаку і ймовірність викидів через надмірне спінення шлаку при утворенні двокальцієвого силікату і трикальцієвого фосфату.

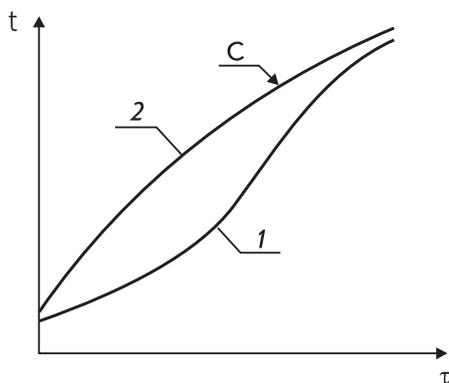


Рис. 2.21. Температурний режим продувки фосфористих чавунів

При повітряній продувці у зв'язку зі значними витратами тепла на нагрівання азоту дуття підвищення температури іде по лінії 1. Оскільки основна частина тепла, пов'язана з окисленням фосфору, виділиться тільки наприкінці процесу, при продувці температура ванни може виявитись нижчою за температуру плавлення металу і частина його затвердіває.

При верхній продувці фосфористого чавуну киснем фосфор рівномірно окислюється всю продувку, і темп наростання температури вище (лінія 2), ніж при повітряній продувці в томасівському конвертері. Оскільки звичайно процес здійснюється у два періоди зі скачуванням шлаку між ними (C ↓ на рис. 2.21), то частину металевого

брухту вважають за можливе присаджувати у ванну перед початком другого періоду, що поліпшує динамічний тепловий баланс першого періоду.

Брухт, присаджений у конвертер до початку продувки, при температурі ванни нижче його температури плавлення може тільки розчинятися в результаті науглецьовування. Через те, що це повільний процес, то ним розчиняється до 5% брухту. Після досягнення  $t > t_{пл}$  брухту у другій половині продувки, брухт швидко плавиться і переходить у розплав до кінця продувки, якщо розмір його кусків не перевищує 30-35 мм при верхній і 500-600 мм - при донній кисневій продувці.

Основна частина тепла від окислення домішок виділяється у межах зони взаємодії. Температура металу в цій зоні на  $10^1$ - $10^2$ °C вища, ніж у наколишньому об'ємі ванни.

Температура шлаку протягом усієї продувки вища, ніж металу, тому що при окислюванні елементів, які дають як продукт конденсовану фазу (Fe, Si, Mn, Cr, V, Ti), остання має більш високу температуру, ніж метал, з якого вони окислюються, і віддає це тепло шлаку при переході в нього. На початку продувки, коли цей процес відбувається найбільш інтенсивно, температура шлаку, за деякими даними, може бути на 100-200°C вища, ніж металу. Наприкінці продувки ця різниця складає 20-25°C.

## 2.12. Пилоутворення

Високі температури, що розвиваються у первинній зоні при взаємодії окислювального дуття з краплями металу, викликають значне випаровування заліза й елементів, що містяться в ньому, оксидів заліза та інших оксидів.

При продувці повітрям температура в первинній зоні взаємодії складає 1700-1900°C. При збагаченні повітряного дуття киснем до 30-35% вона досягає 2000-2200°C, а при використанні технічно чистого кисню - 2100-2500°C.

За деякими даними, температура в первинній зоні взаємодії при повітряному дутті на 300-400°C вища, ніж температура конвертерної ванни, а при продувці киснем - на 700-900°C.

Випаровування чистого заліза описується рівнянням фазового перетворення

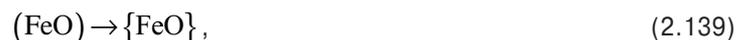


$$\lg K = \lg P_{\text{Fe}} = -18280/T + 5,86. \quad (2.137)$$

При розчиненні у Fe вуглецю температура кипіння зменшується і при 4,9% C, атм

$$\lg p_{\text{Fe}} = -19800/T + 6,42. \quad (2.138)$$

Оксиди заліза випаровуються відповідно до рівняння



$$\lg K \equiv \lg (p_{\text{FeO}} / a_{\text{FeO}}), \quad (2.140)$$

і відповідно до одного із досліджень -

$$\lg p_{\text{FeO}} = -21000/T + 7,54. \quad (2.141)$$

Випаровування марганцю описується рівняннями



$$\lg K_{\text{Mn}} \equiv \lg(p_{\text{Mn}} / a_{\text{Mn}}) = -12052 / T + 4,98, \quad (2.143)$$

а оксидів марганцю



$$\lg K_{\text{Mn}} \equiv \lg(p_{\text{MnO}} / a_{\text{MnO}}) = -20320 / T + 5,86. \quad (2.145)$$

Відповідно для кремнію



$$\lg K \equiv \lg(p_{\text{Si}} / a_{\text{Si}}) = -21200 / T + 5,74, \quad (2.147)$$

а оксиду кремнію



$$\lg K \equiv \lg(p_{\text{SiO}_2} / a_{\text{SiO}_2}) = -25580 / T + 8,40. \quad (2.149)$$

Для хрому



$$\lg K \equiv \lg(p_{\text{Cr}} / a_{\text{Cr}}) = -22000 / T + 10,64. \quad (2.151)$$

При згорянні крапель металу в первинній зоні взаємодії разом з іншими елементами згоряє і вуглець, в результаті чого утворюється певний об'єм газоподібних продуктів горіння, що іде від межі розподілу палаюча крапля - окислювальний газ, насичений парами оксидів заліза, заліза та інших оксидів і елементів. Чим вища концентрація вуглецю в конвертерній ванні, а, отже, у краплях металу, тим більші об'єм продуктів горіння і маса пилу, що ними виноситься.

У вторинній зоні взаємодії оксиди заліза реагують з металом ванни, окислюючи домішки Si, Mn, C та ін., що містяться в ньому. Чим вище коефіцієнт використання кисню на окислення вуглецю  $\eta_C$ , тим більший об'єм газоподібних продуктів окислення вуглецю, в який переходить об'єм газу, утвореного у первинній зоні взаємодії, і пил, що міститься в ньому, і нижча його концентрація.

Якщо виражати концентрацію пилу у вигляді маси заліза, що припадає на одиницю об'єму газів, які виходять із конвертерної ванни, то

$$Z_{\text{Fe}} \left( \frac{\text{г}}{\text{м}^3} \right) = 233 [C] \left( p_{\text{FeO}}^* + p_{\text{Fe}} \right) / (2\eta_C + 0,0934 [C]) \quad (2.152)$$

Аналогічно виглядає вираз для розрахунку вмісту у газах пилу будь-якого компонента Mn, Si, Cr і т.д. та їх оксидів.

У процесі продувки, в міру зниження концентрації вуглецю в металі, концентрація заліза пилу в газах, що відходять, зменшується (рис. 2.22). Тільки при дуже низьких концентраціях

вуглецю зменшення  $\eta_C$  перевершує за своїм впливом зменшення концентрації вуглецю і  $Z_{Fe}$  дещо зростає.

Пари речовин на деякій відстані від поверхні випаровування конденсуються й утворюються частинки пилу розміром  $10^{-2}$ – $10^0$  мкм. Такий малий розмір їх у конвертерних газах є ознакою того, що вони утворилися в результаті випаровування.

Поряд із цим у конвертерні гази потрапляють частинки металу, шлаку і шихтових матеріалів, розмір яких досить малий, щоб при даній швидкості конвертерних газів вони були винесені через горловину конвертера. Критичний розмір частинок, що може бути винесений газами, що відходять, можна визначити із рівняння руху частинок

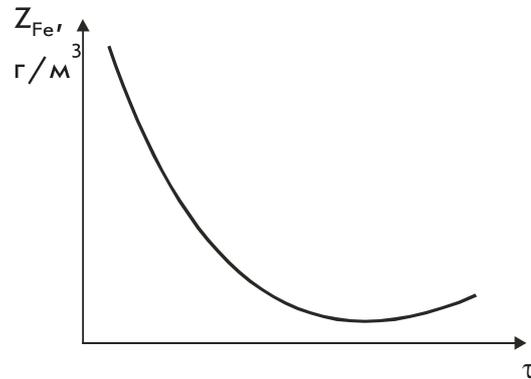


Рис. 2.22. Динаміка запыленості газів, що відходять, при продувці в конвертері

$$C_f \left( \rho w^2 / 2 \right) (\pi d_c^2 / 4) \geq (\pi d_c^3 / 6) \rho_c g, \quad (2.153)$$

де  $C_f$  - коефіцієнт опору частинок ( $C_f \approx 0,44$ );  $\rho$ ,  $w$  - густинність і швидкість конвертерних газів;  $d_c$  - діаметр частинки;  $\rho_c$  - її густинність. Звідси

$$d_c \leq (3/4) \left( C_f \rho w^2 / \rho_c g \right). \quad (2.154)$$

Швидкість конвертерних газів у циліндричній частині конвертера - 5-6 м/с, а в горловині - 20-25 м/с. Вони можуть захоплювати частинки розміром  $0,018 / \rho_c$  см у циліндричній частині і  $0,3 / \rho_c$  см у горловині, якщо густинність виражати в г/см<sup>3</sup>. Для вапна це, відповідно, близько 0,01 і 0,2 см, для залізної руди - 0,004 і 0,066 см, для крапель металу - 0,003 і 0,043 см.

Фактичні розміри частинок пилу шихтових матеріалів і рідких фаз конвертерної ванни ближче до того розміру, який забезпечується швидкістю газів, що відходять, у горловині конвертера. Очевидно, винос в основному відбувається, коли додавання шихтових матеріалів проходить через переріз горловини, а краплі металу і шлаку піднімаються до її рівня.

При сплескоутвореннях від взаємодії дуттєвих струменів із ванною при верхній продувці краплі, що утворюються, мають власну, досить велику початкову швидкість, щоб вилетіти через горловину конвертера. Якщо у газовідвідний тракт підсмоктується повітря при допалювальній системі газоочистки, то краплі металу окислюються в ньому і вибухають, а дрібні продукти вибуху виносяться димовими газами у систему газоочистки.

Як видно із розрахунків, розмір найменших частинок механічного виносу на 1-2 порядки більший, ніж частинок, що утворилися від випаровування. Оскільки очищення відхідних газів від пилу тим ефективніше, чим більший розмір частинок, то частинки механічного виносу досить повно відокремлюються від газового потоку.

Концентрація пилу заліза у газах, що відходять, багато в чому залежить від температури первинної зони взаємодії, яка визначає величини  $P_{FeO}$  і  $P_{Fe}$  у виразі (2.152). При повітряній

продувці  $Z_{Fe}$  складає  $10^0-10^1$  г/м<sup>3</sup>, а при кисневій –  $10^1-10^3$  г/м<sup>3</sup>. В умовах верхньої кисневої продувки втрати заліза від випаровування складають до 10 кг/т сталі, а з механічним виносом - до 20. Механічний винос крапель металу збільшується зі збільшенням інтенсивності продувки і швидкості вигорання вуглецю і особливо при згортанні шлаку. Винесені краплі металу намерзають на водоохолоджуючій фурмі, горловині конвертера, кесона, з якого починається газовідвідний тракт, що вимагає витрат часу і праці для їх періодичного очищення, супроводжується втратами металу.

При донній продувці пил від випаровування утворюється в нижній частині ванни, що повинно сприяти очищенню газів від пилу при їх проходженні через метал і шлак. Але оскільки розміри частинок пилу на 6-7 порядків величини менші, ніж розмір газових об'ємів, в яких він виноситься із ванни, ефективність цього очищення мізерно мала.

Однак при донній продувці кисень подається у ванну через фурму в оболонці захисного газу, що найчастіше має відновлювальний характер (природний газ, пропан, мазут). Це знижує окислювальний потенціал дугтя і температуру первинної зони взаємодії, що сприяє зменшенню концентрації пилу у газах, що відходять, у порівнянні з верхньою кисневою продувкою.

При донній продувці сплескоутворення розвинене слабкіше, ніж при верхній, якщо немає пробою ванни, що зменшує втрати металу з виносом.

Механічний винос шихтових матеріалів можна зменшити, якщо в період їх присадки знижувати інтенсивність продувки і, тим самим, зменшувати швидкість газового потоку в циліндричній частині і горловині конвертера.

### **2.13. Шлакоутворення**

Шлак утворюється в результаті окислення домішок металу, продукти якого мають меншу густинність, ніж метал, і спливають на поверхню конвертерної ванни.

У кислих конвертерних процесах процес шлакоутворення звичайно цим і обмежується. В основних процесах у цей первинний шлак присаджують вапно та інші матеріали, щоб сформувати основний шлак, який здатний видаляти з конвертерного металу сірку і фосфор.

Таким чином, у кислих процесах шлак складається, головним чином, з  $SiO_2$ ,  $MnO$  і  $FeO$ , а при переділі природнолегованих чавунів у нього переходять продукти окислення хрому –  $Cr_2O_3$ , ванадію –  $V_2O_5$ , титану –  $TiO_2$ .

Оскільки в кислому конвертері футеровка виконується із вогнетривких матеріалів на основі  $SiO_2$ , то при руйнуванні футеровки у шлак переходить кремнезем.

Кремній і марганець окислюються з початку продувки й основна маса  $SiO_2$  і  $MnO$  надходить у шлак у першій її половині. Оксиди заліза переходять у шлак як внаслідок термодинаміки реакції (2.25), що зміщується вліво, так і в результаті неповного засвоєння ( $FeO$ ), утвореного у первинній зоні взаємодії.

Співвідношення  $(SiO_2):(MnO)$  у конвертерному кислому шлаку залежить від співвідношення вмісту у чавуні  $\dot{Si}_{чав}/Mn_{чав}$ . Чим вищий вміст  $Si_{чав}$ , тим більше  $SiO_2$  у шлаку і вище його температура плавлення і, навпаки, зі збільшенням кількості  $Mn_{чав}$  і, відповідно,  $(MnO)$  у шлаку температура його плавлення знижується.

Шлаки, температура плавлення яких менше 1600°C, рідкорухомі, легко піняться під дією газів, які виділяються при окисленні вуглецю, що приводить до викидів. Для усунення викидів необхідно, щоб вміст ( $SiO_2$ ) у шлаку був не менше 60%, що вище, ніж концентрація насичення шлаку ( $SiO_2$ ) (52-53%) і робить шлак гетерогенним, слабо пінистим.

Зі збільшенням відношення  $Si_{чав}/Mn_{чав}$  від 1 до 4,2 частка плавов з викидами зменшується від 100% до 0.

Якщо разом із чавуном у кислий конвертер потрапляє доменний чи міксерний шлак, то, завдяки вмісту в ньому оксиду кальцію в кількості 40-45%, у кислому конвертерному

шлаку з'являється CaO, що знижує його температуру плавлення, робить рідкорухомим, пінистим і схильним до викидів.

Якщо в доменному шлаку містяться оксиди лужних металів  $K_2O$  і  $Na_2O$ , розрідження конвертерного шлаку посилюється, а схильність до викидів значно підвищується.

Іноді при недостатньо високому відношенні  $Si_{чав}/Mn_{чав}$  у кислий конвертер додають пісок для насичення шлаку кремнеземом, його гетерогенізації і придушення викидів.

В основних конвертерних процесах у первинний шлак, що складається із продуктів окислення Si, Mn, Fe, додають вапно.

В залежності від температури випалювання вапна 1000-1600°C, розмір кристалів оксиду кальцію в ньому складає від 1 до 20 мкм. Чим вища температура випалювання, тим повільніше розчиняється оксид кальцію у шлаку.

Розчинність оксиду кальцію в силікатних шлаках  $CaO^*$  може визначитися за виразом

$$6,3(CaO^*/SiO_2) - 6,2 = (Fe) \quad (2.155)$$

і збільшується зі збільшенням вмісту кремнеземів та оксидів заліза.

При низькому вмісті кремнію у чавуні чи перероблюваному напівпродукті навіть невеликі добавки вапна приводять шлак у стан насичення оксидом кальцію і подальше його розчинення стає неможливим. У цьому випадку кількість шлаку невелика, вона гетерогенізується, що ускладнює проведення десульфурації і, особливо, дефосфорації.

Розчинність оксиду кальцію у фосфатному шлаку складає

$$(CaO)^* = 1,57(P_2O_5) + 1,86(SiO_2) + a(Fe) - b, \quad (2.156)$$

де при  $(Fe) > 8\%$   $a = 1,125$ ,  $b = 6,75$ , а при  $(Fe) < 8\%$   $a = 0,28$ ,  $b = 0$ .

Вирази (2.155) і (2.156) не враховують вплив температури на розчинність  $(CaO)$  в основному конвертерному шлаку і призначені для розрахунків стосовно кінцевих шлаків.

Існують більш складні вирази, що враховують вплив інших, крім  $(SiO_2)$ ,  $(FeO)$ ,  $(P_2O_5)$ , оксидів і температури на розчинність CaO в основному конвертерному шлаку. Розрахунки з їх використанням показують, що протягом усієї продувки основні конвертерні шлаки насичені оксидом кальцію, якщо маса присадженого вапна для цього достатня.

Значно впливають на розчинність CaO у шлаку плавні - матеріали, що знижують температуру плавлення шлаку і, отже, збільшують  $(CaO)^*$  при даній температурі.

Найбільш ефективним із них є плавиковий шпат, що містить фторид кальцію  $CaF_2$ , 1% якого знижує температуру плавлення шлаку на 30-200°C, в залежності від його складу.

Випробування матеріалів на основі  $B_2O_3$ ,  $TiO_2$  показало, що вони менш ефективні за своїм впливом на температуру плавлення шлаку, а також є кислими оксидами, що знижує здатність шлаку видаляти із металу сірку і фосфор.

Взагалі динамічна характеристика утворення основного шлаку має вигляд, представлений на рис. 2.23 (лінія 1). Якщо шлак згортається через те, що температура плавлення стає вищою за його фактичну температуру, зміна його маси йде по лінії 2. Це сповільнює процеси десульфурації і дефосфорації металу.

Типова зміна складу основного конвертерного шлаку (рис. 2.24) характеризується домінуючим впливом вмісту оксиду кальцію, який, як

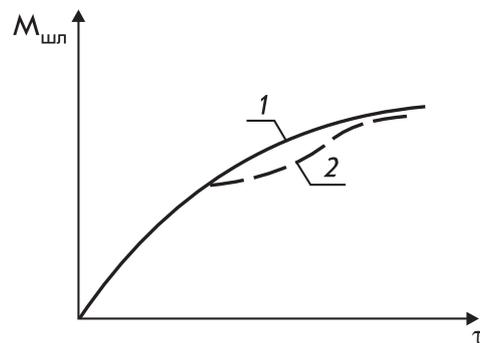


Рис. 2.23. Динаміка утворення основного шлаку в конвертері

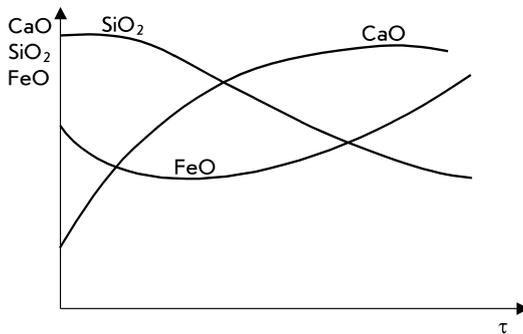


Рис. 2.24. Зміна складу конвертерного шлаку при продувці

правило, збільшується протягом усієї продувки і є найбільш можливим при даній температурі і вмісті інших компонентів.

Концентрація кремнезему в початковий період окислення кремнію залишається на визначеному рівні (іноді навіть трохи зростає), а потім зменшується внаслідок розбавлення через надходження у шлак оксиду кальцію.

Вміст оксидів заліза у першу половину продувки зменшується як внаслідок витрат на реакції з металом, так і через розбавляючу дію оксиду кальцію.

Ці три компоненти:  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{FeO}$  у сумі складають звичайно до 90% складу шлаку і, в першу чергу, визначають його фізико-хімічні властивості.

Зміна складу основного конвертерного шлаку у псевдопотрійній діаграмі ( $\text{CaO} + \text{MgO} + \text{MnO}$ ) - ( $\text{SiO}_2 + \text{P}_2\text{O}_5$ ) -  $\text{FeO}$  представлена на рис. 2.25. Суцільними лініями позначена ізоактивність оксидів заліза, яка збільшується від 0 до 1 у напрямку до кута  $\text{FeO}$  діаграми. Пунктиром показана зміна складу шлаку, яка після початкового періоду, що проводиться при підвищеному положенні фурми, а, значить, підвищеній окисленості шлаку, проходить при більш-менш постійній  $a_{\text{FeO}} = 0,3 - 0,5$ , що відповідає активності оксидів заліза при насиченні шлаку оксидами кальцію (2.116).

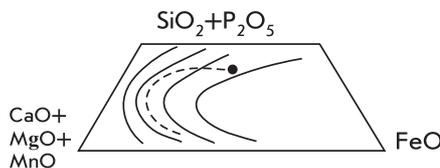


Рис. 2.25. Окислювальна здатність основних конвертерних шлаків

Таким чином, той факт, що вапно розчиняється у шлаку досить швидко, щоб підтримувати його в стані насичення оксидами кальцію, визначає динаміку шлакоутворення.

На рис. 2.26 у псевдопотрійній діаграмі ( $\text{CaO}$ ) - ( $\text{SiO}_2$ ) - ( $\text{RO}$ ) ( $\text{RO}$  - інші компоненти) суцільними лініями представлені температури плавлення шлаку, що зростають від кута ( $\text{RO}$ ) до кута ( $\text{CaO}$ ) діаграми. Пунктиром показана зміна складу шлаку, яка визначена термодинамікою розчинення оксиду кальцію (див. рис. 2.25). Коли шлак за складом переходить

у стан двокальцієвого силікату, його фактична температура стає меншою, ніж температура плавлення, і він згортається.

Згорнений шлак не перешкоджає розвитку сплесків і виносу крапель металу з конвертера. Він не може створити шлакометалеву емульсію з розвиненою поверхнею контакту краплі метал-шлак. Процеси переносу в такому шлаку пригнічуються, що перешкоджає проведенню десульфурації і дефосфорації конвертерної ванни.

У той же час згорнений шлак не взаємодіє з футеровкою конвертера, що підвищує її стійкість.

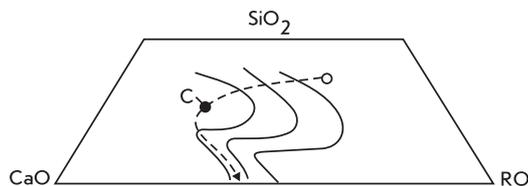


Рис. 2.26. Консистенція основних конвертерних шлаків

Окислюваність шлаку визначається не тільки термодинамічними причинами, як показано на рис. 2.25, а й гідродинамічними. У випадку, якщо зона взаємодії не закривається при верхній продувці чи відбувається її пробій при донній продувці, краплі металу, що окислились у первинній зоні взаємодії, частково потрапляють у шлак, збільшуючи в ньому концентрацію оксидів заліза.

Таким чином, при верхній продувці вміст оксидів заліза у шлаку може бути оцінений за здатність кисневих струменів до глибокого проникнення у ванну за допомогою виразу, справедливого при  $[C] < 0,1\%$ ,

$$\left[ (\text{FeO}) - (\text{FeO})^* \right] [C] = 1,12 (L_{\text{max}} / \pi D_3)^{-2,7}, \quad (2.157)$$

де  $(\text{FeO})$  - фактичний вміст оксидів заліза у шлаку;  $(\text{FeO})^* = 10\%$ ;  $L_{\text{max}}$  - максимальна глибина зони взаємодії;  $D_3$  - її діаметр.

При донній продувці бульба (зона взаємодії) у процесі свого формування повинна залишатися в межах глибини ванни, що запобігає її пробою.

Вміст оксидів заліза у шлаку складає

$$\left[ (\text{FeO}) - (\text{FeO})^* \right] [C] = 0,91 (h_6 / D_{\text{бул}})^{-1,2}, \quad (2.158)$$

де  $(\text{FeO})^* = 7$  і  $5$  для кисневого і повітряного донного дуття.

Шлак взаємодіє з футеровкою, розчиняючи її. Концентрація насичення шлаку оксидом магнію може бути визначена за виразом

$$\lg (\text{MgO})^* = -3000/T + 2,08 + 0,021\text{SiO}_2 + 0,0043\text{P}_2\text{O}_5 + 0,016\text{Al}_2\text{O}_3 \quad (2.159)$$

і збільшується з ростом температури і концентрації кислих оксидів.

Сплески металу при будь-якому способі підведення дуття викидаються із ванни у шлакову фазу і руйнуються на краплі, створюючи шлакометалеву емульсію. Краплі металу під дією різниці густинності металу і шлаку осідають у ванну тим швидше, чим більший їх розмір. При доборі проб шлакометалевої емульсії в ній фіксуються краплі металу розміром  $10^{-1}$ - $10^1$  мм.

Оскільки сплески виникають періодично протягом усієї продувки, то у шлакометалевій емульсії встановлюється деяка динамічна рівновага крапель металу, що надходять і осідають. Маса крапель в різних умовах складає  $10^1$ - $10^2\%$  від маси шлаку. Через те, що остання складає близько  $10\%$  від маси металу, то у вигляді крапель металу у шлакометалевій емульсії (корольків) зважено  $1$ - $10\%$  маси конвертерної ванни.

Поверхня контакту корольків зі шлаком на кілька порядків більша, ніж площа ванни, завдяки чому процеси у шлакометалевій емульсії набувають провідного значення у перерозподілі елементів між металом і шлаком, насамперед, сірки і фосфору. Основним положенням технології переробки фосфористих чавунів є формування спіненої шлакометалевої емульсії.

Спінення шлаку відбувається завдяки тому, що на межі контакту корольків металу 1 і шлаку 2 в результаті окислення вуглецю виникає газова фаза (рис. 2.27). При інтенсивному газоутворенні вона являє собою плівку 3, від якої періодично відриваються бульбашки 4, при менш інтенсивному - бульбашки 4 утворюються безпосередньо на корольках. В результаті весь шлак виявляється пронизаним бульбашками монооксиду вуглецю розміром  $10^0$  -  $10^1$  мм і збільшується в об'ємі в  $10$ - $40$  разів. Це приводить до заповнення спіненою шлакометалевою емульсією внутрішнього простору конвертера і наближення її рівня до горловини.

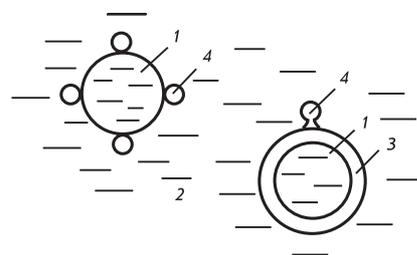


Рис. 2.27. Газоутворення у шлакометалевій емульсії

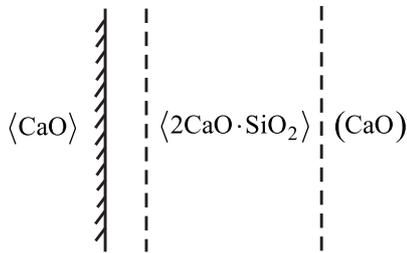


Рис. 2.28. Пасивація процесу розчинення вапна в конвертерному шлаку

При періодичному закриванні і спливанні зони взаємодії (великих газових об'ємів розміром 1 м і більше) спінена шлакометалева емульсія не встигає перетікати у зазорі між бульбами і стінкою конвертера (рис. 2.4), що приводить до викидів металу і шлаку через горловину конвертера.

У шлакометалевій емульсії відбуваються десорбція азоту і водню із крапель металу в утворені бульбашки монооксиду вуглецю, окислення кремнію і перерозподіл марганцю між шлаком і металом та інші процеси.

Газоутворення викликає спінення, однак стійкість піни залежить від властивостей шлаку, головною з яких є його динамічна в'язкість.

Основні сталеплавильні шлаки при температурі ліквідусу і перегріві до  $100^{\circ}\text{C}$  вище цієї температури мають кілька максимумів на залежності  $\eta$  -  $(\text{CaO}/\text{SiO}_2)$ , що відповідають основності  $B < 1$ , а також з'єднань  $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ ,  $3\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$  і  $3\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2 \cdot \text{CaO}$ , при яких спінення шлаку посилюється.

Однак в'язкість шлаку стабілізує піну лише до певної межі, вище якої масоперенос у шлаку оксидів заліза на реакцію окислення вуглецю із корольків металу пригнічується і зникає ініціююче спінення газоутворення, а шлак згортається.

Аналогічні процеси впливають і на розчинення вапна у шлаку (рис. 2.28), в процесі якого шлак досягає складу, при якому з'являється двокальцієвий силікат, що має температуру плавлення  $2120^{\circ}\text{C}$ . Він створює плівку на межі вапно-шлак, через яку масоперенос оксиду кальцію неможливий із-за її високої в'язкості. Розчинення вапна відновлюється при руйнуванні плівки  $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$  добавками плавикового шпату чи підвищенням вмісту у шлаку оксидів заліза.

## 2.14. Перемішування ванни

Деякі з гідродинамічних процесів, розглянутих вище, - утворення сплесків, спливання газових бульб, забезпечують перемішування конвертерної ванни, що усуває її нерівномірність за складом і температурою, яка виникає в результаті рафінувальних процесів.

При донній продувці із окремо діючих дуттєвих пристроїв зона взаємодії (газова бульба) утворюється у придонному шарі протягом деякого часу  $\tau_{бул}$ , а об'єм бульби буде

$$V_{бул} = 2qC_{O_2}\tau_{бул}(T/273), \quad (2.160)$$

де  $q$  - витрати дуття на один дуттєвий пристрій;  $C_{O_2}$  - частка кисню в дутті по об'єму;  $T$  - температура ванни, К.

Потенціальна енергія газових бульб приблизно дорівнюватиме

$$E_{пот} = (1 + C_{O_2})q(T/273)\rho_m g (h_g - D_{бул}/2), \quad (2.161)$$

де  $\rho_m$  - густинність металу. При спливанні бульби вона перетворюється у кінетичну енергію рухомого металу і на виході із ванни

$$E_{кін} = (\rho_M \bar{w}_M^2 / 2) (\pi D_{бул}^2 / 4) \bar{w}_M, \quad (2.162)$$

де  $\bar{w}_M$  - наведена по перерізу бульби швидкість руху металу.

Із рівняння  $E_{ном} = E_{кін}$  одержимо, що середня по площі руху швидкість руху металу буде

$$w_M = \left[ (1 + C_{O_2}) q (T / 273) g h_g / \pi D_{бул}^2 \right]^{1/3}. \quad (2.163)$$

Тоді потік металу на кожну зону взаємодії складе

$$I_M = \pi D_{бул}^2 \bar{w}_M / 4, \quad (2.164)$$

і тривалість одного циклу перемішування конвертерної ванни буде

$$\tau_C = M_M / \rho_M I_M n_z, \quad (2.165)$$

де  $n_z$  - кількість зон взаємодії;  $M_M$  - маса металу.

При продувці знизу із близько розташованих по площі дуттєвих пристроїв можна використовувати аналогічний хід міркувань, але припускаючи, що існує наведена по площі дуття  $Fg$  швидкість газового потоку  $\bar{w}$ . Тоді потенціальна енергія газу буде

$$E_{ном} = Fg \bar{w} \rho_M g h_g / (1 + C_{O_2}) (T / 273), \quad (2.166)$$

кінетична енергія дуття металу, що рухається через площу, при виході із ванни

$$E_{кін} = Fg \rho_M \bar{w}_M^3 / 2. \quad (2.167)$$

Розв'язуючи спільно (2.166) і (2.167), одержимо

$$\bar{w}_M = \left[ (2 \bar{w} g h_g) (1 + C_{O_2}) (T / 273) \right]^{1/3}, \quad (2.168)$$

$$I_M = \bar{w}_M Fg, \quad (2.169)$$

$$\tau_C = M_M / \rho_M I_M. \quad (2.170)$$

Розрахунки за цими схемами показують, що тривалість циклу перемішування становить 10 с у першому і менше - у другому випадку.

Якщо швидкість окислення вуглецю становить 0,3%/хв, а для ідеального змішування необхідно  $\tau_C$ , то різниця концентрацій вуглецю в різних точках конвертерної ванни буде до 0,05% у першому і 0,015% - у другому випадку.

Якщо середня швидкість підвищення температури ванни за продувку становить 0,3°C/с, то різниця температур буде 3°C у першому і 1°C - у другому випадку.

При верхній продувці перемішування відбувається в результаті викиду металу із зони взаємодії в об'єм ванни, що відбувається з періодичністю  $\tau_C$ , яка може бути розрахована за наведеними вище виразами. Тривалість циклу перемішування при верхній продувці - приблизно 1 хв, що створює нерівномірність складу ванни, наприклад, по вуглецеві - 0,3%, а по температурі - до 20°C.

Завдяки досить високому вмісту кисню в конвертерній ванні вона закипає у точці Д (див. рис. 2.16), коли, внаслідок зниження вмісту вуглецю нижче критичного, в неї починає надходити невикористаний кисень дуття. При цьому швидкість окислення вуглецю становить близько 10% від швидкості вигорання вуглецю у зоні взаємодії, тобто близько 0,03%/хв, що прирівнюється і перевищує швидкість окислення вуглецю в мартенівській печі.

Для розрахунку перемішування, викликаного кипінням конвертерної ванни, може бути використана друга схема, що ґрунтується на принципі наведеної швидкості руху газу:

$$\bar{w} = M_m V_C 22400 (T / 273) 12 / 100, \quad (2.171)$$

$$\bar{w}_m = (2\bar{w}gh_g)^{1/3}, \quad (2.172)$$

$$I_m = \bar{w}_m F_{\text{дон}}, \quad (2.173)$$

$$\tau_C = M_m / \rho_m I_m, \quad (2.174)$$

де  $F_{\text{дон}}$  - площа днища конвертера.

Розрахунки за (2.171)-(2.174) показують, що тривалість циклу перемішування конвертерної ванни при її кипінні - менше 1 с, як і при донній продувці, що значно ефективніше, ніж без нього.

## 2.15. Керування продувкою

Керування процесом продувки в конвертері верхнього і комбінованого дуття визначається перебігом процесів вигорання вуглецю і шлакоутворення.

При використанні системи безперервного аналізу газів, що відходять, у тракт газоочистки, оператор може стежити за швидкістю вигорання вуглецю (рис. 2.29), яка поступово збільшується в міру окислення кремнію і зростання температури ванни і досягає максимуму в першій половині продувки. В останній третині продувки вона знижується через зниження концентрації вуглецю у ванні нижче за критичну величину  $[C]^*$ , коли з металом, що перемішується, в зону взаємодії надходить вуглецю менше, ніж може бути окислено киснем, який вдувається.

Коливання величини  $V_C$  з періодичністю  $10^0$ - $10^1$  Гц пов'язані з періодичністю взаємодії струменя кисню з ванною. Для контролю стану шлаку частіше всього використовують

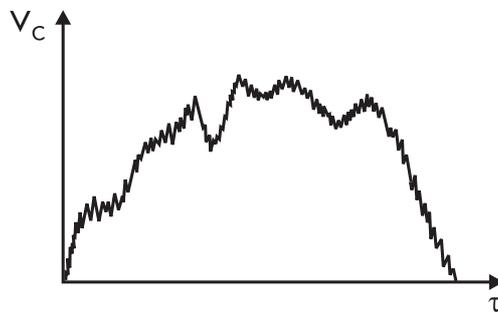


Рис. 2.29. Вимірювання швидкості окислення вуглецю в процесі продувки

прилади акустичного або вібраційного контролю, що фіксують шум продувки або вібрацію корпусу конвертера. Якщо контроль здійснюється на частоті  $10^2$ - $10^3$  Гц, то інтенсивність сигналу  $N$  змінюється в процесі продувки так, як показано на рис. 2.30.

На початку продувки (1), коли шлак ще не пінився до рівня лобовини фурми, струмені, що витікають з відкритих сопел фурми, створюють високу інтенсивність звуку на цих частотах. Коли шлак, що пінився, затоплює сопла, інтенсивність сигналу падає (2) і досить низька величина  $N$  вказує на небезпеку викидів спіненого шлаку із конвертера.

У подальшому, якщо шлак гетерогенізується і згортається, знову зростає інтенсивність сигналу (3), що вказує оператору на інтенсивність винесення крапель металу, небезпеку заметалювання фурми, горловини і кесона.

Якщо оператор додав плавиковий шпат або підняв фурму для збільшення вмісту у шлаку оксидів заліза і розрідження шлаку, то він знову стає рідким, піниться, затоплює сопла фурми й інтенсивність сигналу падає (4).

Разом з ручним керуванням, коли оператор змінює вручну витрати кисню і висоту фурми в процесі продувки, використовується більш досконале програмне керування.

При програмному керуванні задаються тривалості періодів, у перебігу кожного з яких інтенсивність подачі зверху кисню  $I_{O_2}$ , а при комбінованій продувці – знизу аргону  $I_{Ar}$ , і положення фурми відносно рівня ванни  $h_{\phi}$  підтримується на заданій величині. На рис. 2.31 така програма складається з трьох періодів.

На початку продувки (1)  $I_{O_2}$  понижена, а  $I_{Ar}$  підвищена, що при підвищенні  $h_{\phi}$  забезпечує швидке шлакоутворення. В другому періоді (2) підвищується  $I_{O_2}$ , знижується  $I_{Ar}$  і  $h_{\phi}$ , що сприяє швидкому окисленню вуглецю. В заключний період (3)  $I_{O_2}$  і  $h_{\phi}$  знижується, а  $I_{Ar}$  збільшується для мінімізації окислювання заліза у шлак.

Подібні програми розробляються і для груп марок сталі, близьких за хімічним складом, і реалізуються в автоматичному режимі, що усуває різницю в результатах управління внаслідок різної кваліфікації операторів. Оскільки програма повинна враховувати можливі ускладнення продувки, що в первинну схему керування (рис. 2.31) не було закладено, необхідний автоматичний контроль ступеня спіненості шлаку, наприклад, з використанням доплерівського ефекту, коли до ванни випромінювачем надсилається ультразвуковий сигнал і вимірюється час, протягом якого він іде до ванни, віддзеркалюється від неї і повертається до випромінювача, що дозволяє оцінити положення рівня шлаку відносно випромінювача і, отже, висоту шару шлаку  $h_{шл}$  (рис. 2.32). Потім визначається та критична величина  $h_{шл}^*$ , при якій починаються викиди, і за умови, що фактична  $h_{шл} > h_{шл}^*$ , в програму керування (рис. 2.31) автоматично вносяться корективи: зниження  $I_{O_2}$  і  $h_{\phi}$ , підвищення  $I_{Ar}$  до настання положення  $h_{шл} < h_{шл}^*$ .

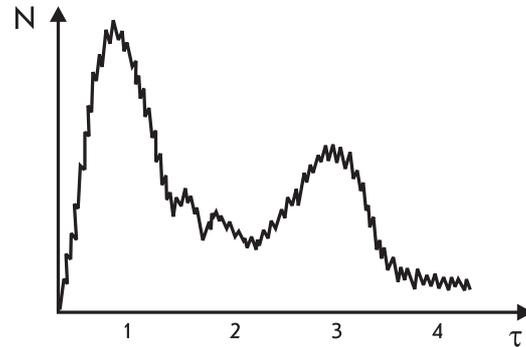


Рис. 2.30. Вимірювання рівня шуму на високій частоті в процесі верхньої кисневої продувки

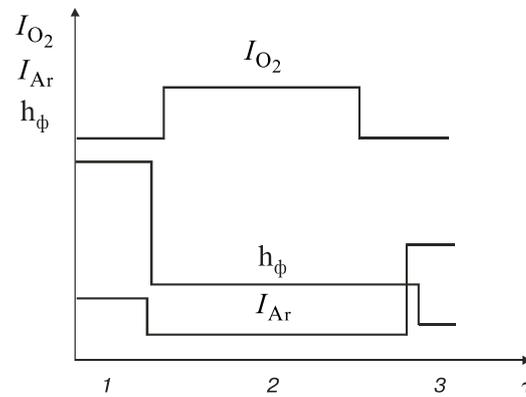


Рис. 2.31. Програма зміни дуттєвого режиму в процесі продувки

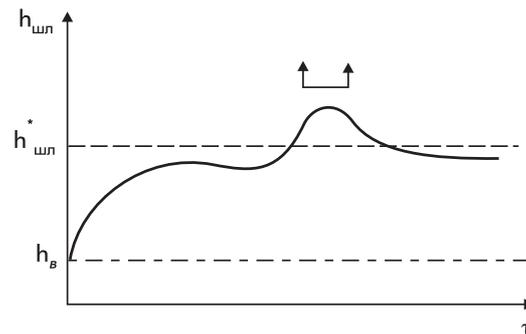


Рис. 2.32. Вимірювання рівня ванни шлаку за допомогою радарної техніки

### 3. ПРОЦЕСИ ПОВІТРЯНОГО ДУТТЯ

З розвитком у XIX ст. машинобудування, військової техніки, транспорту виникла значна потреба в якісній сталі, що не могла бути задоволена старими способами її виробництва — крицевим, пудлінговим і тигельним.

Нова ера в металургії настала після створення у другій половині XIX століття конвертерних процесів — високопродуктивних способів одержання рідкої сталі шляхом продувки чавуну окислювальними газами. Першим із таких процесів був бесемерівський, названий іменем його винахідника Генрі Бессемера. Він у 1856 році запропонував і в подальшому здійснив спосіб одержання рідкої сталі шляхом продувки чавуну стисненим повітрям через дно грушоподібної ємкості, футерованої динасовою цеглою. Сама ємкість була названа Г. Бессемером конвертером, у перекладі з англійської — перетворювачем (чавуну у сталь) (рис. 3.1).

З часу виникнення бесемерівського процесу минуло майже півтора століття, однак конструкція конвертера та ідея обробки чавуну окислювальними газами принципово не змінилася. Змінювалися лише форма і розміри ємкості, склад і методи виготовлення вогнетривкої футеровки, розташування і конструкція дуттєвих пристроїв, ускладнювалась технологія ведення плавки. Бесемерівський процес залишився найпростішим конвертерним процесом, що забезпечує видалення із чавуну лише трьох домішок — вуглецю, кремнію і марганцю.

#### 3.1. Будова і схема роботи конвертерів донного повітряного дуття

Загальний вигляд конвертера донного дуття представлений на рис. 3.1. Корпус конвертера 1 являє собою циліндричну ємкість із листової сталі, верхня частина якої виконана у вигляді асиметричного конуса. До фланця нижньої частини корпуса примикає днище 2 із повітряною коробкою 3. Корпус конвертера футерують вогнетривкою цеглою чи блоками, днище роблять набивним із вогнетривкої маси відповідного складу.

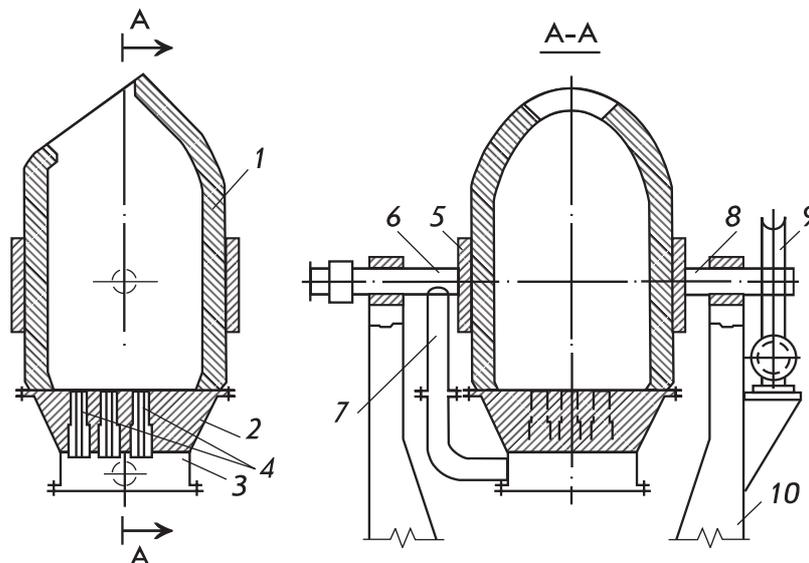


Рис 3.1. Будова конвертера донного повітряного дуття

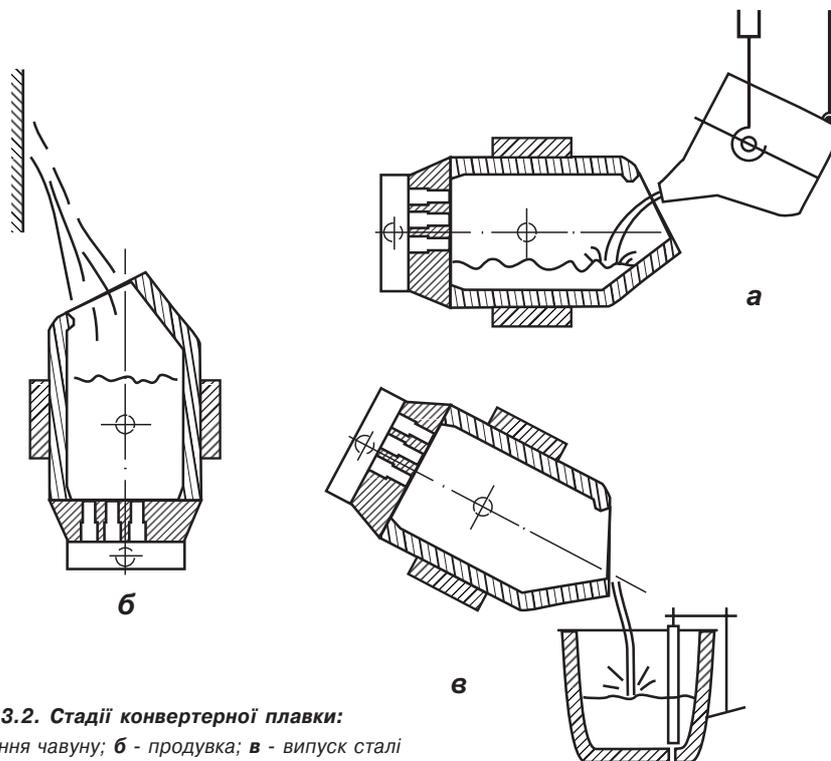
Від повітряної коробки вогнетриви днища відокремлені плитою з отворами для фурм або сопел 4. Як правило, для бесемерівських конвертерів використовуються шамотні фурми із соплами, для томасівських — голчасті сопла, що формуються безпосередньо у вогнетривкій масі при виготовленні днища.

Корпус конвертера встановлений в опорному кільці 5 з цапфами 6,8, якими агрегат опирається на підшипники стояків 10. Опорне кільце фіксує корпус конвертера, не перешкоджаючи його тепловому розширенню. Порожниста дуттєва цапфа 6 за допомогою сальникового ущільнення з'єднана з трубопроводом компресорного повітря. Через повітряний рукав 7 дуття потрапляє у повітряну коробку 3, а звідти через сопла 4 — у порожнину конвертера. Принцип подачі дуття по осі обертання конвертера дозволяє подавати повітря у порожнину агрегату при будь-якому положенні його у просторі.

Для обертання конвертера навколо горизонтальної осі служить приводна цапфа 8, оснащена в сучасних агрегатах редуктором 9 з електроприводом. На рис. 3.1 умовно позначена шестеренна пара черв'ячного редуктора.

Конвертерна плавка складається із трьох основних стадій (рис. 3.2). Після випуску попередньої плавки (або після розігріву щойно зафуртованого агрегату) у конвертер заливають чавун. Завдяки асиметричній горловині у горизонтально лежачому конвертері (рис. 3.2, а) є порожнина, що містить рідку садку; метал при цьому не повинен доходити до сопел днища конвертера.

Після заливки чавуну включають дуття і повертають конвертер до вертикального положення, при якому здійснюють продувку (рис. 3.2, б). Повітря, підведене до сопел під тиском 300-400 кПа, проходить через шар рідкого чавуну і рафінує його. Після закінчення



**Рис 3.2. Стадії конвертерної плавки:**  
 а - залиття чавуну; б - продувка; в - випуск сталі

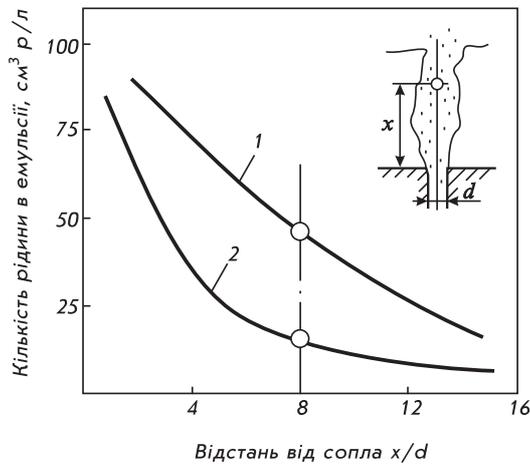


Рис 3.3. Емульгуюча здатність струменів дуття:  
1 - тиск дуття 200 кПа; 2 - 20 кПа

Дослідження показали, що зі збільшенням тиску продувного газу бульбашковий режим його руху в рідині змінюється факельним. Факел звичайно обертається навколо вертикальної осі. При тиску >140 кПа факел стає непрозорим, тому що в ньому з'являється туман із дрібних крапель роздробленої рідини, розвивається газорідинна емульсія.

Таким чином, в процесі продувки механічна енергія дуття переходить у роботу перемішування ванни і дроблення металу на краплі, тобто на створення міжфазної поверхні. У дослідях В.І. Баптизманського вивчалася залежність кількості рідини в емульсіях, що утворюються у факелі дуття, від тиску і відстані до сопла (рис. 3.3). З цього рисунка видно, що кількість рідини, роздробленої і захопленої у газовий потік, збільшується при підвищенні тиску дуття й особливо багато її біля вихідних отворів сопел.

Розрахунки показують, що в промислових умовах на дроблення металу витрачається ~ 1% енергії дуття, решта енергії витрачається на розгін утворених крапель, подолання внутрішнього тертя в металі та ін. Але і в цьому випадку поверхня метал-окислювальний газ повинна складати близько 2000 м²/т металу. Це значна величина. Наприклад, в інтенсивно киплячій мартенівській ванні поверхня метал-окислювальний шлак коливається в межах 10-15 м²/т. Саме тому в конвертерах донного дуття дуже великі швидкості окислення домішок металеві шихти.

При донній продувці метал добре перемішується. У центральній частині днища, на площі, обмеженій соплами (зона дуття), виникає інтенсивний висхідний потік металу, перемішаного з окислювальним газом. По периферії ванни метал опускається (так звана зона циркуляції) і знову надходить у зону дуття.

### 3.2. Бесемерівський процес

Садка промислових конвертерів складала 20-35 т і визначала внутрішні розміри конвертера. Вихідними параметрами при розрахунках розмірів агрегату були питомий обсяг порожнини конвертера (0,8-1,2 м³/т) і висота ванни, що дорівнює 0,4-0,6 м.

Товщина робочого шару футеровки із динасової цегли (92-95% SiO<sub>2</sub>) складала 350 мм, стійкість футеровки досягала 800-1000 плавок. Стійкість набивного днища із кварцового і шамотного порошоків з вогнетривкою глиною в якості в'язучого складала 20-30 плавок. Число

продувки конвертер знову нахилиють, виключають дуття і випускають у ківш готову сталь (рис. 3.2, в).

Виплавка сталі на повітряному дутті супроводжується незначним пиловиділенням, тому бесемерівські і томасівські конвертери не мали потреби в системі газоочистки, а СО вихідних газів згоряє у повітрі.

Взаємодія струменів повітря, що продувається через ванну конвертера, з рідким металом і шлаком визначає інтенсивність і повноту перебігу окислювальних реакцій. Їх швидкість пропорційна ступеню розвитку міжфазних поверхонь метал-шлак-газ, тому питання взаємодії фаз вивчалися багатьма дослідниками. Дослідження проводились на прозорих моделях (наприклад, із органічного скла), а в якості рідин, що моделюють метал і шлак, використовували водяні розчини і мінеральні масла різної в'язкості.

фурм, що закладаються у днище при його формуванні, визначали розрахунком, виходячи з необхідної питомої площі перерізу сопел (8-15 см<sup>2</sup>/т садки).

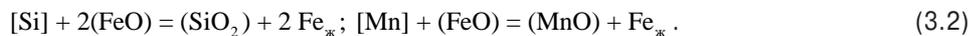
#### Окислення домішок у бесемерівській плавці

У зоні дуття, в умовах тісного контакту крапель металу зі струменями окислювального газу, відбуваються переважно процеси окислення заліза. Утворені оксиди частково розчиняються в металі, збагачуючи його киснем, частково виділяються у шлакову фазу. Пряме окислення (тобто киснем дуття) домішок чавуну — вуглецю, кремнію, марганцю, на думку ряду металургів, розвинене мало.

У зоні циркуляції за рахунок кисню, поглиненого раніше металом, відбуваються вторинні окислювальні процеси:



Крім того, кремній і марганець частково окислюються на міжфазних межах металу з конвертерним шлаком за реакцією:



В результаті одночасного окислення кремнію, марганцю і заліза формується шлакова фаза. Дослідження і розрахунки показують, що при звичайних співвідношеннях кремнію і марганцю в бесемерівському чавуні утворюється шлак, насичений кремнеземом. Тому кислі бесемерівські шлаки до кінця продувки залишаються дуже густими, гетерогенними, незважаючи на досить великі концентрації в них оксидів заліза і марганцю (12-18% FeO, 10-15% MnO).

#### Термохімія окислювальних реакцій, структури теплового балансу плавки

Прибуткова частина теплового балансу бесемерівської плавки складається із фізичного тепла рідкого чавуну і хімічного тепла реакцій окислення його домішок. При виявленні ролі окремих елементів у тепловому балансі слід враховувати тепло, що виноситься азотом дуття і втрачається з продуктами реакцій. З усіх елементів тільки вуглець утворює газоподібний продукт CO, інші елементи - домішки чавуну утворюють при окисленні конденсовані (рідкі або тверді) продукти, тепло яких залишається у конвертері.

Кількість тепла, що вноситься деякими окислювальними реакціями, представлена в табл. 3.1, з якої видно, що з підвищенням температури ванна одержує від кожної із реакцій все менше тепла. Це пояснюється тим, що азот дуття при підвищених температурах виносить більше тепла, отже, менше його залишається у ванні конвертера.

Таблиця 3.1

#### Тепло\*, одержуване бесемерівською ванною при окисленні 1 кг елемента

Реакція окислення	Тепло, кДж, при температурі ванни, °С		
	1200	1400	1600
Si → (SiO <sub>2</sub> )	20530	19270	18020
[Mn] → (MnO)	5360	5030	4650
[C] → CO	4480	3690	2470
[C] → CO <sub>2</sub>	20280	17560	14720
Fe <sub>ж</sub> → (FeO)	3140	2770	2350

\* У розрахунках враховані: тепло, що виноситься азотом повітря, тепло дисоціації вологи дуття, а також надходження тепла реакцій шлакоутворення (утворення силікатів заліза і марганцю).

Реакція окислення вуглецю у ваннах сталеплавильних агрегатів проходить звичайно з утворенням оксиду вуглецю, лише невелика частка вуглецю окислюється до діоксиду  $\text{CO}_2$ . Тому теплову роль цього елемента оцінюють по реакції  $[\text{C}] \rightarrow \text{CO}$ .

Як випливає із табл. 3.1, найзначнішим теплоносієм є кремній. Це — основне «паливо» бесемерівського процесу. Оптимальними, за умовами теплотворення, вважаються чавуни, що містять 0,8-1,2% Si. При вмісті  $< 0,8\%$  Si чавун називають хімічно холодним, при  $> 1,2\%$  Si — хімічно гарячим.

Визначаючи оптимальний хімічний склад бесемерівського чавуну, необхідно враховувати і технологічні функції елементів, що окислюються. Наприклад, при високому вмісті кремнію і низькому — марганцю виходять дуже в'язкі шлаки, що утворюють стійкі охолоді в конвертері, і навпаки, підвищений вміст марганцю і низький — кремнію приводить до утворення надто рідкорухомого шлаку, що посилює знос кислотої футеровки конвертера, сприяє викидам під час продувки. Оптимальним для бесемерівського чавуну вважають співвідношення  $[\% \text{Si}] / [\% \text{Mn}] = 1,6-2,0$ .

Приблизні долі участі різних факторів (за розрахунком) у тепловому балансі однієї з бесемерівських плавок наведені в табл. 3.2.

Таблиця 3.2

Розрахунковий тепловий баланс бесемерівської плавки

Надходження тепла, %	Витрати тепла, %
Фізична теплота чавуну ..... 51,0	Теплота сталі ..... 58,5
Теплота окислення домішок ..... 49,0	Теплота шлаку ..... 6,3
у тому числі:	Теплота газів ..... 27,2
вуглецю ..... 23,0	у тому числі:
кремнію ..... 19,4	азоту ..... 20,0
марганцю ..... 3,3	$\text{CO} + \text{CO}_2$ ..... 7,2
заліза ..... 2,8	Теплові втрати ..... 8,0
Теплота шлакоутворення ..... 0,5	
РАЗОМ ..... 100,0	РАЗОМ ..... 100,0

Примітки: склад чавуну — 3,8% C, 1,1% Si, 0,9% Mn;  $t_{\text{наг}} = 1300^\circ\text{C}$ ,  $t_{\text{ст}} = 1620^\circ\text{C}$ .

Як видно з табл. 3.2, фізичне тепло чавуну і тепло окислення його домішок входять у прибуткову частину теплового балансу приблизно однаковими частками. Теплова участь елементів-домішок у нагріванні ванни нерівноцінна: найбільшу частину хімічного тепла міг би вносити вуглець, концентрація якого у чавуні значна. Однак приблизно третина цього тепла втрачається з продуктами реакції  $\text{CO} + \text{CO}_2$ . Тому основним теплоносієм плавки залишається кремній.

У видатковій частині балансу переважають витрати на нагрівання сталі і втрати з газами, що відходять. Частку теплоти, що витрачається на нагрівання сталі і шлаку, вважають корисною, цією часткою визначається тепловий ККД процесу. У даному випадку він дорівнює  $0,01 (58,5 + 6,3) = 0,648$ .

#### Технологічні періоди плавки

Продувку чавуну в конвертері звичайно ділять на три періоди, які відрізняються як за технологічною сутністю, так і за зовнішніми ознаками. Елементи-домішки чавуну окислюються в процесі продувки  $\tau_{\text{пр}}$  у певній послідовності (рис. 3.4).

Період продувки I (2,5-3 хв) називають періодом шлакоутворення. Кисень дуття витрачається на окислення кремнію, марганцю і заліза, вуглець практично не окислюється. Результатом окислювальних реакцій у першому періоді є утворення кислого шлаку системи

$\text{SiO}_2$  -  $\text{MnO}$  -  $\text{FeO}$ . Зовнішньою ознакою першого періоду є напівпрозоре, з іскрами, полум'я над горловиною конвертера.

Після зниження концентрацій кремнію і марганцю в металі і розігріву садки до  $1400$ - $1450^\circ\text{C}$  починається період II, для якого характерне інтенсивне окислення вуглецю (період полум'я). Факел полум'я над горловиною швидко подовжується і набуває сліпучо-білого кольору. Це - результат окислення  $\text{CO}$  до  $\text{CO}_2$  на виході з конвертера під дією атмосферного кисню. Тривалість другого періоду звичайно складає  $9$ - $12$  хв, швидкість окислення вуглецю, як видно із рис. 3.4, залишається протягом усього періоду постійною ( $0,4$ - $0,5\%$  C/хв).

Кисень дуття, що надходить у конвертерну ванну протягом другого періоду, майже цілком витрачається на окислення вуглецю. При перемішуванні металу зі шлаком у процесі зневуглецьовування беруть участь і оксиди заліза шлаку. Концентрація ( $\text{FeO}$ ) у шлаку залишається в цей період досить низькою ( $8$ - $10\%$ ). У другому періоді продовжується окислення кремнію і марганцю до значень, рівноважних з ( $\text{FeO}$ ). Таким чином, у періоді продувки II вуглець є головним регулятором ступеня окислення металу і шлаку конвертерної ванни.

При зниженні концентрації вуглецю до  $0,10$ - $0,12\%$  полум'я над горловиною зникає і настає період продувки III — період диму. У цей період відбувається інтенсивне окислення заліза, що накопичується у шлаку у вигляді ( $\text{FeO}$ ). Частина оксидів заліза виходить в атмосферу, утворюючи бурий дим. У третьому періоді із конвертерної ванни окислюється решта кремнію і марганцю. Якщо продувку закінчують при вмісті вуглецю  $> 0,15\%$  C, то третій період продувки практично відсутній.

Розкислювання і навуглецьовування

До кінця продувки при зниженні вмісту елементів-домішок, особливо вуглецю, концентрація розчиненого кисню досягає  $0,04$ - $0,06\%$ , тому плавка завжди закінчується розкисленням. Киплячі бесемерівські сталі розкислюють кусковим феромарганцем, який вводиться безпосередньо у конвертер або ківш при зливанні металу. При випуску спокійної сталі у ківш на струмінь металу подають необхідну кількість феросиліцію й алюмінію ( $200$ - $300$  г/т).

Після закінчення продувки одержують в основному низьковуглецеву сталь ( $0,10$ - $0,15\%$  C), тому при виробництві середньовуглецевих сталей, наприклад, рейкової ( $0,5\%$  C), метал необхідно навуглецьовувати. Для цього іноді застосовують тверді карбюризатори (кокс, антрацит, електродний бій та ін.), але угар вуглецю в цих випадках коливається досить сильно. Кращі результати одержують при використанні рідких феросплавів — високовуглецевого феромарганцю або дзеркального чавуну; вони забезпечують стабільне засвоєння вуглецю металом. Для розплавлення цих феросплавів використовують невеликі вагранки або індукційні печі.

#### Властивості і галузі застосування бесемерівської сталі

Бесемерівська сталь характеризується підвищеним вмістом азоту ( $0,015$ - $0,025\%$  проти  $0,004$ - $0,006\%$  у мартенівській сталі). Джерелом азоту служить повітряне дуття, азот розчиняється у металі при підвищеній температурі і низькому вмісті вуглецю наприкінці продувки. Основним місцем розчинення азоту є зона фурм, де температура, за даними прямих вимірів, досягає  $1800$ - $1900^\circ\text{C}$ , що на  $200$ - $300^\circ\text{C}$  перевищує середню температуру ванни.

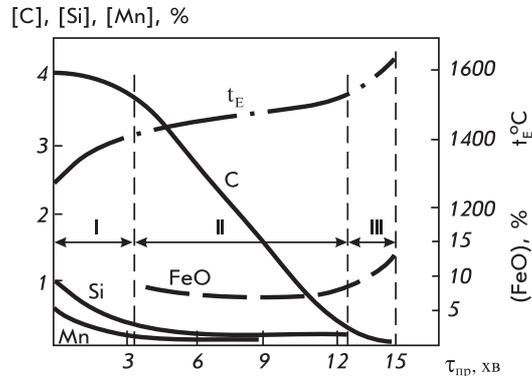


Рис. 3.4. Зміна складу і температури бесемерівської ванни під час продувки

Кислий характер процесу позбавляє металургів можливості видаляти із конвертерної ванни фосфор, тому вміст фосфору у бесемерівській сталі прямо пов'язаний з фосфором чавуну і коливається у відносно широких межах (0,04-0,09%). Сірка також не видаляється із металевого розплаву.

Підвищені вмісти азоту і фосфору є причиною схильності бесемерівського металу до старіння і холодноламкості, тобто крихкості при негативних температурах. Крім того, бесемерівська сталь, у порівнянні з мартенівською, має більш високі межі міцності і текучості й одночасно — знижені пластичність і в'язкість.

Зазначені недоліки обмежували зону застосування бесемерівського металу сортаментами рядової вуглецевої сталі. З неї одержували, в основному, будівельні профілі (балки, швелери, кутки та ін.), арматурний метал, заготовки (штрипси) для зварених труб, катанку та ін. Свого часу бесемерівську сталь широко застосовували для виготовлення залізничних рейок, для яких придатний метал високої міцності і зносостійкості.

Бесемерівський процес спочатку швидко і широко поширився у ряді країн і, зокрема, в Росії. Але на початку ХХ століття його частка у світовому виробництві сталі знизилась і складала 40%. Неможливість переробки чавуну з підвищеним вмістом фосфору при кислій футеровці конвертера викликала необхідність пошуку іншого способу переділу. Ці пошуки увінчалися успіхом, коли в 1878 р. Джилхрист Томас запропонував основну футеровку конвертера, виконану з випаленого доломіту, і здійснив перший основний конвертерний процес — томасівський.

### **3.3. Томасівський процес**

Призначенням томасівського процесу є переробка фосфористих чавунів, що містять 1,6-2,2% Р. Для успішної дефосфорації металу необхідні основні шлаки, отже, футеровка конвертера повинна бути виконана із основних матеріалів. Томасівські конвертери мають смолодоломітову футеровку. Вихідними матеріалами для неї служать випалений доломіт (52-57% СаО, 35-40% MgO) і зневоднена кам'яновугільна смола. Із дробленого доломіту, змішаного зі смолою, пресують блоки, якими і футерують порожнину конвертера. Випал поверхні футеровки відбувається безпосередньо у конвертері при його розігріві і поширюється на всю товщу вогнетривів під час проведення плавки. При випалюванні смола коксується і міцно зв'язує зерна доломіту.

За конструкцією томасівський конвертер принципово не відрізняється від бесемерівського, але відносні розміри його більші. Так, питомий обсяг робочого простору досягає 1,4 м<sup>3</sup>/т проти 0,8-1,2 у бесемерівського. Ці збільшені розміри необхідні із-за великої кількості шлаку (30% проти 5-7%), який утворюється при томасівському процесі. Днища конвертерів футерують на вібраційних машинах чи пресах із смолодоломітової маси; після формовки у тілі днища утворюються голчасті сопла, які іноді армують металевими трубками. Готові днища піддають випалу у спеціальних печах при температурі 600-700°C.

#### **Сирі матеріали процесу**

Томасівський чавун має такий склад, %: 0,2-0,5 Si; 0,6-1,3 Mn; 1,8-2,2 P; до 0,06 S. Фосфористі чавуни легкоплавкі (температура ліквідусу 1050-1100°C), тому їх можна заливати у конвертер при 1200-1250°C.

Високий вміст кремнію у томасівському чавуні небажаний, тому що для ошлакування кислого оксиду SiO<sub>2</sub> необхідна додаткова кількість вапна. Фосфор є головним теплоносієм процесу, за його вмістом томасівські чавуни поділяють на хімічно холодні (<1,8% Р) і хімічно гарячі (>2,2% Р). Підвищений вміст сірки у чавуні допускається тому, що в ході процесу

вона може бути видалена на 30-40%. Вміст вуглецю у томасівському чавуні (3,2-3,6%) нижчий, ніж у бесемерівському, тому що фосфор знижує розчинність вуглецю в залізі.

В якості шлакоутворюючої присадки використовують металургійне вапно. При продувці перегрітого чи хімічно гарячого чавуну застосовують охолоджувачі: дрібний сталевий брухт, руду та її замітники.

#### Термохімія томасівського процесу

Теплота, що одержується ванною від окислення вуглецю, така ж, як і в бесемерівському процесі, теплота від окислення кремнію, марганцю і заліза розрізняється на величину теплових ефектів утворення відповідних силікатів, тому що в основному процесі Mn і Fe залишаються у шлаку вільними, а  $\text{SiO}_2$  зв'язується у силікатні комплекси із CaO вапна.

Фосфор окислюється з високим тепловим ефектом, для реакції



Теплота шлакування  $\text{P}_2\text{O}_5$  у фосфатні комплекси також значна, наприклад, для реакції



До прибуткової частини теплового балансу томасівської плавки 45% теплоти вносить рідкий чавун, 55% — екзотермічні реакції окислення його домішок. У видатковій частині балансу фізична теплота металу і шлаку складає 70-72%, теплота, що втрачається з газами, які відходять, - 22-26%. Тепловий ККД томасівського процесу складає 0,70-0,72.

#### Технологія томасівської плавки

Після випуску чергової плавки у конвертер присаджують необхідну кількість вапна і заливають чавун. Потім включають дуття, ставлять конвертер у робоче положення і починають продувку металу. Томасівська плавка складається із трьох періодів. Криві окислення домішок в процесі продувки томасівської ванни, зміна її температури і складу шлаку показані на рис. 3.5.

У період I окислюються, головним чином, кремній, марганець і залізо, утворюючи рідкий кислий шлак (силікати заліза і марганцю), в якому знаходяться куски вапна. Внаслідок низької температури початку продувки розчинення вапна у рідкій частині шлаку відбувається повільно; низька активність CaO у шлаку перешкоджає ранньому окислюванню і зв'язуванню фосфору у шлаку.

Після зниження концентрацій кремнію і марганцю і розігрівання металу починається період II — окислювання вуглецю. Зовнішньою ознакою цього періоду є поява над горловиною конвертера факела полум'я. Окислювання вуглецю відбувається інтенсивно, тому що фосфористий метал характеризується підвищеною рідкорухомістю і добре перемішується

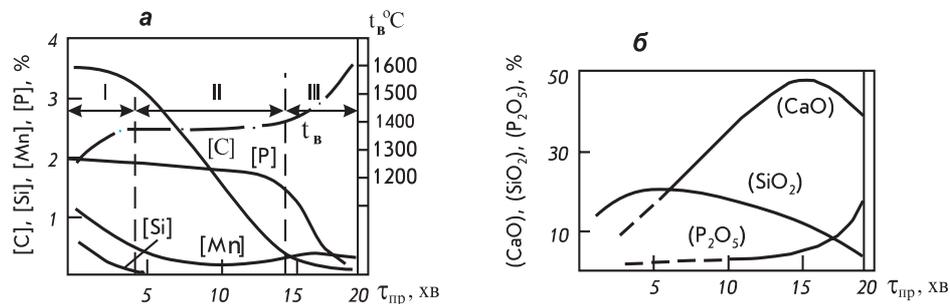


Рис. 3.5. Зміна складу і температури ванни  $t_B$  (а), складу шлаку (б) під час томасівської плавки

з газами дуття. Незначне підвищення температури ванни у цей період (див. рис. 3.5) пояснюється витратами тепла на розчинення вапна при відносно невеликому тепловому ефекті реакції окислення вуглецю. Перші два періоди продувки томасівської ванни схожі на бесемерівські.

Період III - передувка. До кінця другого періоду у ванні залишається невелика кількість елементів-домішок, крім фосфору, вміст якого зменшився незначно. Отже, створюються умови, при яких кисень дуття може витрачатися на окислення фосфору. Одночасно у другому періоді починає формуватися основний вапняний шлак з активністю CaO, достатньою для зв'язування фосфору, що окислюється, у фосфатні комплекси, тобто для утримання його у шлаку.

Ознакою початку третього періоду вважають різке скорочення факела полум'я, що свідчить про закінчення процесу зневуглецьовування і початку дефосфорації. В третьому періоді зовсім зникає полум'я і йде майже чорний дим, тривалість його встановлюють за аналогією з попередніми плавками і контролюють по секундоміру.

На початку третього періоду шлак залишається ще гетерогенним, але оксиди заліза і кислий оксид  $P_2O_5$ , що переходять у шлак, швидко розчиняють залишки вапна, і шлак гомогенізується. Тому процес дефосфорації протікає з високою швидкістю і період передувки триває всього 3-4 хв. Екзотермічна реакція окислювання і шлакування фосфору значно підвищує температуру ванни. За розрахунками, 1% окисленого фосфору підвищує температуру металу на 120-130°C, отже, за період передувки ванна повинна нагрітися на 220-270°C. Як видно з діаграми рис. 3.5, у третьому періоді відбувається основне нагрівання ванни.

Розкислення томасівської сталі

Після закінчення продувки конвертер нахилиють і, як можна повніше, зливають шлак, залишки його загущують біля горловини присадками вапна або доломіту і з-під утвореного «містка» зливають метал у ківш. Після продувки у конвертерну ванну вводять тільки кусковий феромарганець, щоб він встиг розчинитися за час зливу шлаку. Феросиліцій і алюміній присаджують у ківш, на струмінь металу.

Томасівський метал завжди одержують низьковуглецевим, тому для одержання середньовуглецевих сталей його слід навуглецьовувати. Для цього застосовують рідкий дзеркальний чавун, який заливають у ківш безпосередньо перед випуском плавки. Щоб уникнути сильної рефосфорації, застосування твердих і порошкоподібних карбюризаторів (коксу, електродного бою та ін.) не допускається. Незважаючи на всі запобіжні заходи при виплавці спокійної сталі концентрація фосфору в металі перед розливанням збільшується на 0,006-0,010 %.

#### **Томасівський фосфатшлак**

Фосфатшлак — цінний побічний продукт, який у значній мірі визначає економічність усього процесу. Середній хімічний склад кінцевого шлаку томасівської плавки такий, %: 5-10  $SiO_2$ , 16-24  $P_2O_5$ , 40-50 CaO, 8-12 FeO, інше — MnO, MgO,  $Al_2O_3$ . Кількість шлаку звичайно складає 20-24% від маси чавуну.

Якість фосфатшлаку як добрива визначається вмістом  $P_2O_5$  і розчинністю фосфатів в органічних кислотах. При випробуваннях розчинність  $P_2O_5$  шлаку у 2-відсотковому водному розчині лимонної кислоти повинна бути не нижче 90%. Добре розчиняються в органічних кислотах з'єднання типу силікат-фосфатів кальцію:  $4CaO \cdot P_2O_5 \cdot SiO_2$ .

При нестачі  $SiO_2$  у шлаку утворюються важкорозчинні з'єднання типу апатитів. Особливо небажана присутність у шлаку  $CaF_2$ , що зв'язує фосфор у нерозчинні фторapatити. Так, підвищення вмісту у шлаку фтору з 0,02 до 0,05% знижує розчинність  $P_2O_5$  з 90 до 80%. Тому в томасівському процесі застосування плавикового шпату для розрідження шлаку неприпустиме.

Для одержання високоякісного фосфатшлаку в ньому повинно бути не менше 7-8%  $SiO_2$ . Відсутню його кількість вводять у шлак при випуску плавки у вигляді сухого піску, що добре розчиняється в гарячому шлаку. Після застигання шлак подрібнюють, потім тонко розмелюють, розфасовують і використовують у сільському господарстві.

#### Якість і призначення томасівської сталі

Томасівська сталь характеризується підвищеним вмістом фосфору (0,040-0,080%) й азоту (0,015-0,025%). Ці особливості складу визначають зниження в'язкості і пластичності сталі, холодноламкість і схильність до старіння.

Томасівський метал інтенсивно насичується азотом у період передувки, що характеризується високими температурами і відсутністю промиваючого ефекту бульбашок CO, тому в сучасних варіантах томасівського процесу велику увагу приділяють регулюванню температурного режиму третього періоду. Найбільш сприятливі результати були отримані при використанні дрібної руди або окалини, що вводяться у конвертер наприкінці другого чи на початку третього періоду. Зниження температури, підвищення ступеня окисленості шлаку і металу й одночасне зменшення витрат дуття знижують вміст азоту в готовому металі до 0,012-0,014%.

Томасівська сталь використовується, як правило, для виробів невідповідального призначення: будівельних профілів, арматурного заліза, дроту, штрипсів для зварених труб та ін. Цей метал характеризується гарною зварюваністю і здатністю тримати покриття (фарби, емалі). Тому томасівську сталь поліпшеної якості, тобто зі зниженим вмістом азоту і фосфору і завдяки низькому вмісту вуглецю, використовують для масового виробництва автомобільного листа.

### 3.4. Мале бесемерування

Процес одержання рідкої сталі шляхом бічної продувки чавуну повітрям у кислих конвертерах малої садки — мале бесемерування почали застосовувати з 1884 р. У даний час конвертери малою бесемеруванням садкою 1-3 т подекуди використовуються у фасонно-ливарних цехах машинобудівних заводів. Перевагами таких агрегатів є невеликі капіталовкладення у їх будівництво, можливість пуску і зупинки в будь-який час і одержання необхідних для лиття невеликих порцій сталі. В останні роки вони замінюються електропечами.

Конвертер бічного дуття (рис.3.6) має глухе (без сопел) днище 1, у бічній стінці, приблизно на рівні спокійної ванни, розташовані в один ряд сопла 2, з'єднані з повітряною коробкою 3. Кут нахилу сопел та відстань між ними і поверхнею металу можна регулювати шляхом відхилення конвертера від вертикального положення на 5-15° у бік, протилежний фурменій зоні. Футеровка стін і днища виконується із динасової цегли.

Висота стовпа металу над соплами невелика (поверхнева продувка), і тому для подолання феростатичного напору не потрібний високий тиск дуття. Надлишковий тиск дуття у повітряній коробці складає 0,02-0,05 МПа, тобто в 4-10 разів менший, ніж у конвертерах із донним дуттям. Витрати повітря складають близько 500 м<sup>3</sup>/т чавуну, що приблизно в 1,5 раза вище, ніж при донному дутті. Це обумовлено допалюванням CO у CO<sub>2</sub> в порожнині конвертера.

Питомі втрати теплоти досягають 10-14%, що в чотири-п'ять разів перевищує такі у великих конвертерах, де вони складають лише 2-3% від загального над-

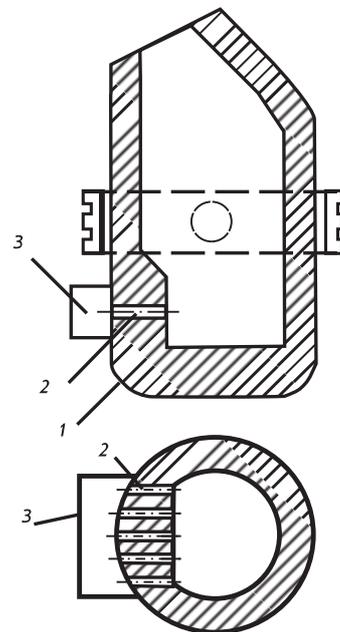


Рис. 3.6. Схема конвертера бічного дуття (малого бесемерування)

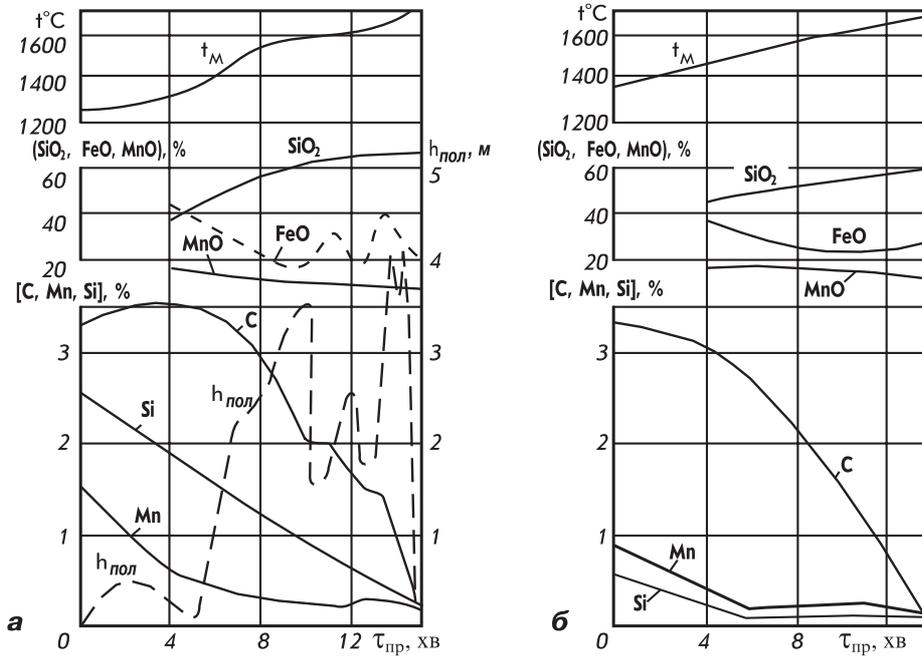


Рис. 3.7. Зміна складу металу і шлаку, висоти полум'я  $h_{пол}$  та температури металу  $t_m$  під час продувки ванни при малому бесемеруванні:  
 а - звичайний процес; б - російський варіант

ходження тепла. Для компенсації втрат теплоти застосовують чавун із підвищеним вмістом кремнію (1,6 -2,5%). Концентрація інших домішок (0,6-1,3% Mn; до 0,07% P; до 0,04% S) приблизно така ж, як і в бесемерівських чавунах.

При бічній продувці висока температура металу, необхідна для одержання якісного лиття, забезпечується за рахунок допалювання над ванною CO до CO<sub>2</sub> по наведеній нижче реакції і підвищеного угару заліза



Відмінними рисами процесу малого бесемерування є: значна концентрація оксидів заліза у шлаку (20-40%), обумовлена поверхневою продувкою (високим вмістом CO<sub>2</sub> і O<sub>2</sub> у газах, що відходять); періодична зміна швидкості окислення вуглецю, що супроводжується підйомом і падінням полум'я над горловиною відповідно при підвищенні і зниженні швидкості вигорання вуглецю  $V_c$  (рис. 3.7). У російському варіанті малого бесемерування, розробленому І.Р. Крянїним, висока початкова температура чавуну (близько 1700 К) і футеровки дозволяє виконати продувку при великій  $V_c$  без різких її змін, підйомів і падінь полум'я, скоротити тривалість операцій і втрати металу.

Як і у великому бесемеруванні, фосфор і сірка не переходять із металу у шлак, тому що останній є кислим. За даними І.Р. Крянїна, при бічній продувці деяка частина сірки (до 15-20%) видаляється із металу і шлаку в газову фазу.

Якість сталі, продукції збоку, значно вища, ніж якість металу, отриманого при донному повітряному дутті. У металі малого бесемерування порівняно мало неметалевих включень, що обумовлено особливою спрямованістю циркуляційних потоків (у верхніх горизонтах металу), яка не викликає нагромадження шлакової емульсії в об'ємі сталі.

Другою особливістю якості металу є низький вміст азоту  $[N] = 0,005-0,008\%$ , що близький до його концентрації в мартенівській сталі  $[N] = 0,003-0,006\%$  і в три-чотири рази менший, ніж у металі великого бесемерування і томасування. Порівняно низький вміст азоту в сталі пояснюється тим, що струмені повітря проникають у метал на незначну глибину. Останнє обумовлює малу питому поверхню контакту струменів і бульб повітря з металом  $S_{м.г} / V_{м}$  і невеликий парціальний тиск азоту в газовій фазі  $P_{N_2}$ . Це суттєво впливає на термодинаміку і кінетику процесу поглинання азоту металом, швидкість якого описується рівнянням

$$V_N = -d[N]/d\tau = \beta_{[N]} \{ K_N \sqrt{P_{N_2}} - [N] \} S_{м.г} / V_{м} . \quad (3.6)$$

Мають значення і адсорбційні явища. Наявність на газових бульбашках шлакових (із FeO) і адсорбційних плівок металу, насичених киснем, сприяє уповільненню масопереносу азоту із газу в метал. При донній продувці ці плівки розчиняються в металі за час, менший періоду спливання бульбашок азоту. При бічній же продувці, у зв'язку з малою глибиною проникнення струменів повітря в метал, бульбашки азоту спливають до того, як плівки цілком розчиняться в металі, що зменшує  $\Delta[N] = V_N \tau$ .

Техніко-економічні показники малого бесемерування характеризуються наступними даними: садка конвертерів — 1-2,5 т і більше, витрати повітря — близько 500 м<sup>3</sup>/т, вигар металу — 12-15%, вихід придатної сталі — 84-86%. Великий вигар металу обумовлений високими Si у чавуні і (FeO) у шлаку.

Кисневе дуття у малому бесемеруванні має наступні переваги в порівнянні з повітряним. При його використанні досягається більш низький вміст азоту в сталі ( $[N] \approx 0,002\%$ ); надлишок теплоти у ванні, обумовлений усуненням витрат теплоти на нагрівання азоту повітря, дозволяє зменшити вміст кремнію у чавуні і присадки феросиліцію, а також утилізувати сталевий брухт. Недоліком бічного кисневого дуття є низька стійкість фурм (10-12 плавок). Її можна підвищити, поліпшуючи якість вогнетривів чи застосовуючи водяне охолодження.

Витрати кисню досягають 60-70 м<sup>3</sup>/т сталі, тривалість продувки ванни місткістю 1, 2 і 3 т складає відповідно 8-10, 10-12 і 12-16 хв. На деяких заводах застосовують повітряне дуття, збагачене киснем до 30-40% O<sub>2</sub>.

На заводах КНР виплавляють сталь у конвертерах бічного повітряного дуття з основною футеровкою (смолодоломітомагнезитова цегла). Найкращі техніко-економічні результати отримані при використанні конвертерів бічного дуття грушоподібної форми — так званих турбоконтвертерів. В останніх було досягнуто задовільних показників плавки при продувці як малофосфористих (0,15-0,35% P), так і високофосфористих чавунів (1,2-1,8% P).

Ранній початок вигорання фосфору дозволяє працювати без третього періоду (передувки), виплавляти, не науглецьовуючи сталь у ковші, середньо- і високовуглецеві сталі з низьким P, підвищувати якість сталі і знижувати вигар заліза. Процес малого бесемерування не одержав широкого поширення, тому що стійкість футеровки і продуктивність малих конвертерів значно менші, ніж великих.

### 3.5. Збагачення донного повітряного дуття киснем і застосування інших газових сумішей

Бесемерівський і томасівський процеси вимагали певного складу чавуну для забезпечення необхідного потенціалу хімічної теплоти. Основним джерелом теплоти, як уже показано, у бесемерівському процесі служив кремній (0,9-1,25%), у томасівському — фосфор (1,6-2,2%). Для останнього підвищення вмісту фосфору обумовлювалося також можливістю одержання кондиційних фосфористих шлаків, використовуваних у сільському господарстві як мінеральні добрива (див. п. п. 3.3).

Однак навіть при використанні оптимальних за складом чавунів, у випадку продувки їх повітрям надходження теплоти у ванну залишалося обмеженим, що не дозволяло переплавляти у конвертерах навіть невелику кількість металевго брухту. Продувка повітрям приводила до підвищення вмісту азоту в сталі і, отже, погіршення її якості.

Шляхами ліквідації основних недоліків бесемерівського і томасівського процесів стали збагачення дуття киснем (можна мати не більше 30-35%  $O_2$  у дутті, інакше різко прискорюється знос донних фурм), продувка сумішшю кисню із паром (1:1) або вуглекислим газом (також у співвідношенні  $O_2$  і  $CO_2$  1:1).

Теоретично встановлені дві основні переваги застосування кисню в конвертерних процесах:

- зниження кількості баластового азоту, що виносить при 1400-1600°C значну кількість теплоти (рис. 3.8). Отже, заміна повітря киснем поліпшує тепловий баланс процесів і розширює сировинну базу конвертерного переділу, стає можливою переробка чавунів з низьким вмістом кремнію чи фосфору. Можливе підвищення кількості охолоджуючих присадок (металобрухту, руди), що підвищує вихід сталі, дає можливість гнучко регулювати температуру ванни;

- зменшення парціального тиску азоту в продувних сумішах, що повинно знизити концентрацію азоту в металі, тобто підвищити якість сталі.

Розрахунками Л.М. Єфимова було встановлено, що збільшення концентрації кисню у продувній суміші підвищує температуру в зоні реакції, тобто в місці контакту дуття з металом ванни, і одночасно посилює інтенсивність процесів випаровування заліза (рис. 3.9). Перехід від повітряного дуття до кисневого підвищує температуру реакційної зони на 600-700°C, що, у свою чергу, підсилює утворення і виділення бурого диму, тобто колоїдної суспензії частинок випарованого та окисленого заліза.

Як видно з рис. 3.8, підвищення концентрації кисню у дутті до 30% зменшує втрати теплоти з азотом майже на третину, що дозволяє переробляти значну кількість металевго брухту. Але вміст азоту сталі залишається на тому ж рівні, що й при повітряному дутті. У відповідності з законом Сівертса, розчинність азоту в залізі прямо пропорційна парціальному тиску газу і температурі; в даному випадку зниження парціального тиску азоту в дутті компенсується підвищенням температури реакційної зони. Найкращі техніко-економічні показники томасівського процесу (продуктивність, використання металевго брухту, собівартість сталі) були одержані при збагаченні дуття до 30-35%  $O_2$ .

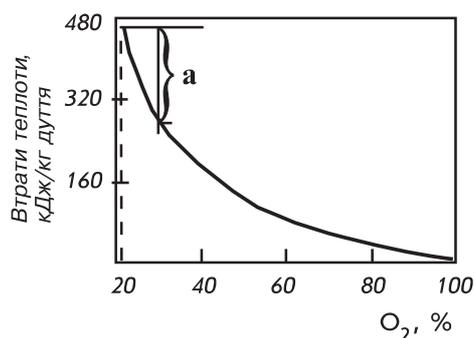


Рис. 3.8. Теплота, винесена азотом при продувці ванни сумішами  $O_2+N_2$  при 1600°C: а - вплив 30%-вого збагачення повітря

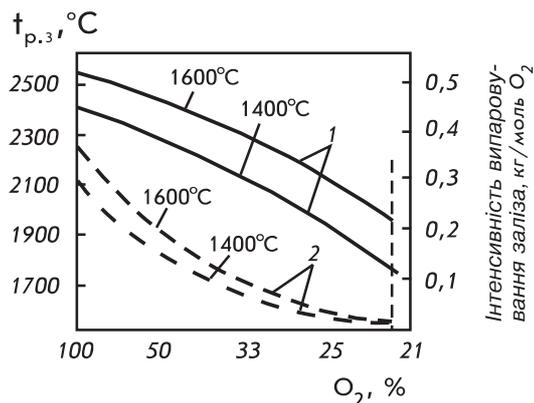
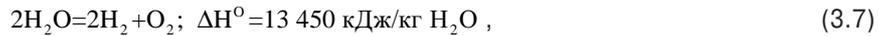


Рис. 3.9. Вплив вмісту  $O_2$  у дутті на температуру реакційної зони (1) і інтенсивність випаровування заліза (2) при температурах ванни 1400 та 1600°C

### 3.5. Збагачення донного повітряного дуття киснем і застосування інших газових сумішей

Метою продувки конвертерної ванни сумішами  $O_2 + H_2O$  і  $O_2 + CO_2$  стало одержання малоазотистої сталі при зниженні зносу днищ, димоутворення, вигару заліза та інших наслідків продувки металу киснем.

Зниження температури сопел конвертера відбувається внаслідок перебігу ендотермічних реакцій дисоціації  $H_2O$  і  $CO_2$ :



Ступінь дисоціації водяної пари і вуглекислого газу складає 80-90%, тому конвертерна ванна одержує додатковий кисень, що витрачається на окислювальні реакції. Суміші з 41%  $O_2$  + 59%  $CO_2$  і 63%  $O_2$  + 37%  $H_2O$  за температурними умовами біля сопел еквівалентні повітрю. При необхідності, ці температури можна регулювати, змінюючи співвідношення компонентів сумішей.

Застосування вуглекислого газу в конвертерних процесах обмежене внаслідок труднощів його промислового одержання (з очищених димових газів, відхідних газів печей випалювання вапна та ін.). Однак це кращий компонент сумішей, які розглядаються, оскільки  $CO$ , що виникає при дисоціації  $CO_2$ , добре промиває конвертерну ванну, не розчиняючись у рідкому металі.

Конвертерний метал, що продувався сумішами з  $CO_2$ , мав хорошу якість. Наприклад, при переділі томасівського чавуну, що містить 0,005-0,007% азоту, газову суміш із 50%  $O_2$  + 50%  $CO_2$  подавали у ванну протягом усіх трьох періодів плавки. Незважаючи на те, що в технічному кисневій містилося до 3%  $N_2$ , кінцеві концентрації азоту в конвертерній сталі складала 0,0015-0,002%.

Значно більше поширення одержали суміші  $O_2 + H_2O$  через нескладність отримання і дешевищу водяної пари. Парокисневий процес широко застосовували у томасівських конвертерах для виробництва низьковуглецевої листової сталі глибокої витяжки (наприклад, для одержання автолиста).

Продувка парокисневою сумішшю значно збільшує кількість кисню, що поглинається ванною дуття. Так, 1 м<sup>3</sup> повітря може внести у метал 0,21 м<sup>3</sup>  $O_2$ , а 1 м<sup>3</sup> парокисневої суміші, що складається з 65% кисню (98%-вої чистоти) і 37% водяної пари (при ступені її дисоціації 70%), дає 0,75 м<sup>3</sup> кисню. Тому навіть при зниженій інтенсивності продувки (у порівнянні з повітряною) можна одержати значне прискорення окислювальних процесів і, тим самим, підвищити продуктивність конвертера.

Як показали промислові дані, швидкість окислення вуглецю підвищується з 0,5-0,7 до 1% С/хв, а швидкість дефосфорації в період передувки досягає 0,8% Р/хв. Тривалість продувки для конвертерів садкою 15-60 т скорочується до 7-8 хв, загальна тривалість плавки становить 25-30 хв.

Незважаючи на високі вмісти водню у продувних сумішах (після дисоціації водяної пари), вміст водню в готовому металі істотно не перевищує звичайних його величин у томасівській сталі. Це можна пояснити зниженням розчинності водню в сильно окисленому металі кінця продувки (0,07-0,08% [O] при 0,03-0,04% С). Характерна також мала чутливість процесу до чистоти технічного кисню: при 96%-вій його чистоті готова сталь містить 0,002-0,004% N, при 99%-вій - 0,001%.

До недоліків парокисневого процесу слід віднести складність змішувального устаткування і необхідність підігріву кисню до 150-200°C, щоб уникнути утворення конденсату на шляху руху суміші. Існує також небезпека гідратації та руйнування смолодоломітових вогнетривів у контакті з водяною парою, внаслідок чого ретельно герметизують дуттєву коробку й армують сопла днища мідними трубками.

Усі ці варіанти, як і основні, виявились неконкурентоздатними у порівнянні з киснево-конвертерними процесами.

## 4. ПРОЦЕС ІЗ ВЕРХНЬОЮ КИСНЕВОЮ ПРОДУВКОЮ

### 4.1. 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. Менделєєв у 1899 р.

Перші напівпромислові дослідження 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 бесемемерівського, 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 м<sup>3</sup>/хв.т до 3-4 м<sup>3</sup>/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 CO до CO<sub>2</sub> 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 плавов. У світовій практиці досягнута стійкість футеровки більш як 10 000 плавов.

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 – обертові 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 досліди 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-Sidelor", "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.

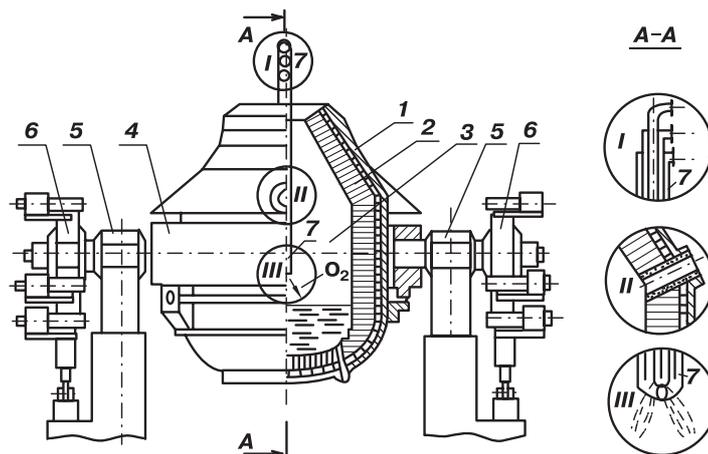
Комбінована продувка, таким чином, витіснила суто донну кисневу і застосовується (звичайно, у менших масштабах у зв'язку зі складністю і необхідністю високої культури виробництва) поряд з верхньою кисневою як основні способи одержання сталі у світі. Крім використання конвертерів для переробки чавуну 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.

#### **4.2. Схема конвертера, загальний виклад технології**

Конвертер для продувки киснем зверху (рис. 4.1), на відміну від конвертера з нижнім дуттям (рис. 3.1), має глухе днище, фурми в ньому відсутні. Кисень подається зверху через водоохолоджувану фурму під тиском від 1 до 2 МПа. Інтенсивність продувки киснем на тонну ємкості коливається від 2 до 6 м<sup>3</sup>/хв.т. Питомі витрати кисню складають близько 50 м<sup>3</sup>/т, тривалість продувки - 10-25 хв. (частіше 15-20 хв.).

Футеровка кисневого конвертера виконується з периклазовуглецевої, смолодоломітомагнезитової, смолодоломітової чи магнезитової цегли (вогнетриви дані в порядку поширеності у світовій практиці). Використання вогнетривів із основних оксидів (MgO, CaO) дозволяє наводити в ході процесу основні шлаки, здійснювати дефосфорацію і десульфуріацію металу.

Плавка в кисневому конвертері при звичайному вмісті фосфору у чавуні (не більше 0,3%) проводиться таким чином. При нахиленому на 40-70° від вертикалі положенні



**Рис. 4.1. Будова конвертера для продувки киснем зверху:**

- 1 - корпус; 2 - футеровка; 3 - робочий простір; 4 - опорне кільце;  
5 - станина; 6 - механізми повороту; 7 - киснева фурма

конвертера в нього завантажують сталевий брухт і заливають чавун; потім переводять конвертер у вертикальне положення, опускають фурму і продувають ванну. З початком продувки по тракту сипучих матеріалів, розташованому над конвертером, у нього через горловину вводять 40-60% необхідної при плавці кількості вапна, решту завантажують ще 2-4 порціями в процесі продувки. Послідовність видалення домішок із чавуну приблизно така: кремній і марганець, фосфор і вуглець, сірка.

Фосфор у кисневому конвертері можна видалити при будь-якому вмісті вуглецю в металі, збільшуючи на початку продувки відстань фурми від рівня спокійної ванни і підбираючи оптимальне його значення в ході процесу. В результаті цього окислюваність шлаку в початковій стадії продувки на короткий час підвищується, забезпечуються швидке розчинення в ньому вапна і дефосфорація металу без передуву, тобто при  $[C] > 0,1\%$ . У випадку недостатньо відпрацьованого автоматичного контролю технології попадання в заданий аналіз досягається тим, що при вмісті вуглецю в металі, який дещо перевищує заданий (на 0,1-0,2%), піднімають фурму, відключають дуття, переводять конвертер у горизонтальне положення, відбирають проби металу і шлаку і заміряють температуру ванни за допомогою термопари занурення, тобто проводять проміжну повалку конвертера. Одержавши аналіз металу, виконують додувку, тривалість якої визначається відношенням зайвого вуглецю  $\Delta[C]$  до відомої із даних попередніх плавок швидкості вигорання вуглецю  $V_C$ . При добре налагодженій технології плавки, наявності автоматичного контролю за допомогою ПЕОМ і допоміжної фурми – зонда, що занурюється в конвертер для контролю аналізу і температури металу, плавки ведуть без додувок.

При одержанні хімічного складу чи температури, що відрізняється від заданих значень, можливе коригування плавки в конвертері. Якщо продувку закінчують при більш високому вмісті вуглецю, ніж потрібно, роблять додувку. Звичайно додувку на вуглець виконують при низькому положенні фурми. При одержанні в металі високого вмісту сірки чи фосфору додувку виконують при підвищеному положенні фурми. В залежності від вмісту цих елементів перед додувкою можлива добавка вапна для підвищення основності шлаку. Якщо метал недостатньо нагрітий, то додувку проводять також при високому положенні фурми ("спалюють" залізо); в окремих випадках перед додувкою присаджують феромарганець (також для одержання тепла від спалювання марганцю). При незначному перегріві до 20°C метал витримують, погойдує конвертер, додають вапно (вапняк). При підвищеному перегріві для зниження температури металу рекомендується присадка необхідної порції металобрухту або твердого чавуну.

Головні переваги і особливості киснево-конвертерного процесу:

1) Вміст азоту, водню, фосфору і неметалевих включень у киснево-конвертерному металі звичайно істотно нижчий, ніж у сталі, виплавленій з використанням донного дуття повітрям, у мартенівських і електричних печах. Виплавка сталі у конвертерах в основному із чавунів, що є "першорідною" шихтою, без домішок кольорових металів, які вносяться металобрухтом, також сприяє одержанню високоякісної сталі. Тому якість сталі за всіма показниками вища у киснево-конвертерних цехах, а електропечі поки що кращі для одержання металу високолегованого і легованого домішками, які легко окислюються.

2) Конструкція конвертера значно простіша, а продуктивність вища, ніж мартенівської та електропечі, тому питомі, на 1 т сталі, капітальні витрати на будівництво киснево-конвертерного цеху менші, ніж мартенівського, у 1,5 рази, електросталеплавильного - у 2,5-3 рази.

3) Можна переробляти чавуни будь-якого складу, в тому числі "хімічно холодні" (з низьким вмістом кремнію, марганцю) і високофосфористі, що забезпечує широку сировинну базу для виплавки чавунів.

4) Надлишок тепла у ванні дозволяє переробляти металобрухт у кількості 25-30% від садки конвертера і цим знижувати витрати чавуну в порівнянні з конвертерами з повітряним

дутьям і не витратити паливо чи електроенергію, як це доводиться робити для переплаву брухту в мартенах і електропечах.

5) При зростаючому дефіциті сировини для виробництва вогнетривів важливою позитивною стороною є низькі витрати вогнетривів у кисневих конвертерах – 1-3 кг, тоді як у мартенах і електропечах вона перевищує 20 кг на 1 т сталі.

6) Питання екології надійно вирішуються саме при роботі сучасних киснево-конвертерних цехів, оскільки різко зменшуються, порівняно з мартенівськими і електросталеплавильними цехами, викиди в атмосферу шкідливих речовин і забруднення стічних вод, а також шкідливо діючий на виробничий персонал шум, що супроводжує роботу електропечей.

7) Недоліком киснево-конвертерного процесу є інтенсивне димовиділення з агрегату при продувці, що вимагає значних капітальних витрат на газоочисні споруди, які становлять до 50% витрат на побудову цеху.

### **4.3. Фурми, сопла, дуттєвий режим**

Для продувки киснем зверху служать водоохолоджувані фурми різної форми: вертикальна, Г-подібна, напівкільцева (вигнута по дузі перемінного радіуса).

Два останні різновиди фурм застосовували у кисневих конвертерах, перероблених із бесемерівських і томасівських. Це пояснюється тим, що підкранові рейки в бесемерівських і томасівських цехах розташовані низько і встановити вертикальну фурму необхідної довжини неможливо. Ця обставина, поряд з іншими, ускладнює, зокрема, здійснення без значних капітальних витрат реконструкції мартенівських цехів з установкою конвертерів верхнього кисневого дуття.

В усіх нових цехах і тих, що реконструюються, використовуються лише вертикальні фурми. Кожен з конвертерів оснащується двома фурмами – резервною і робочою. Робочу фурму, що вийшла з ладу, відводять убік від конвертера, а наступні плавки продувають через резервну. Фурму опускають і піднімають за допомогою підйомного механізму, який встановлюється безпосередньо над конвертером. Максимальна швидкість її пересування - 1 м/с, а мінімальна - 0,1 м/с. Поздовжня вісь фурми, проходячи через центр концентричної горловини, збігається з поздовжньою віссю конвертера. Таким чином, внутрішня поверхня футеровки рівновіддалена від реакційної зони (зон) при продувці, що сприяє рівномірності її зносу.

Кисень підводиться в конвертерний цех від блоків кисневої станції по магістралі уздовж фронту конвертерів. Від магістралі відходять киснепроводи до кисневих фурм кожного конвертера. Для забезпечення можливості вертикального переміщення фурми кисень від стаціонарних киснепроводів підводиться до неї за допомогою гнучких гофрованих шлангів (металорукавів) з нержавіючої сталі, вкритих захисною металевою дротяною опліткою. Діаметр киснепроводів і шлангів обирається досить значний, щоб швидкість кисню в них не перевищувала деякої критичної величини (близько 50 м/с). У випадку більшої швидкості можливе загоряння трубопроводів від іскор, що виникають при терті об стінки трубопроводу сторонніх частинок, що рухаються в кисневому потоці. У киснепроводах встановлюють мідні вставки, що запобігають поширенню горіння, якщо воно сталося. Тиск кисню в магістралі - 1,6-2 МПа. У результаті втрат тиску на місцеві опори перед соплом він звичайно складає 1,1-1,8 МПа.

Фурма охолоджується водою, що подається під високим тиском (1-1,2 МПа) за допомогою насосів. Вона підводиться до фурми по спеціальних водопровідних магістралях, а безпосередньо у самі фурми – по гнучких металевих шлангах, що забезпечує її вільне переміщення. Щоб уникнути відкладення накипу всередині фурми, погіршення охолодження, твердість води повинна бути не вище 3 мг-екв/л.

В удосконаленні дуттєвого режиму простежується два етапи. Перший – це перехід від циліндричних чи конічних сопел у фурмі до сопел Лаваля. Це забезпечило зростання швидкості кисневого струменя від 330 (критична швидкість руху газу) до надкритичної – 500-600 м/с. Стало можливим забезпечувати глибоке проникнення кисню в рідкий метал без наближення фурми до нього, знизити викиди і винос металу з реакційної зони і підвищити стійкість днищ конвертерів.

Другий етап завершився заміною односоплових фурм багатосоповими. Роз'єднання реакційних зон у рідкому металі знизило рівень шлакометалевої емульсії при продувці внаслідок рівномірного газовиділення по площі дзеркала ванни і можливість викидів з конвертера за його межі металу і шлаку. Винос металу і пиловиділення із роз'єднаних реакційних зон також скоротилися внаслідок менш значного газовиділення з кожної із них і інтенсифікації омивання цих високотемпературних вогнищ відносно холодним металом. В результаті вихід придатної сталі зріс на 2-3%.

На рис. 4.2 наведено різні конструкції кисневих фурм, що застосовуються у кисневих конвертерах. Фурми А-В використовуються для вдування кисню; Г – для вдування кисню і допалювання  $CO$  до  $CO_2$  у порожнині конвертера; Д – для вдування кисню і палива.

В кожній фурмі є труби для підведення кисню 1 (для фурми Г – друге незалежне підведення кисню 1а), води 2, відведення води 3, наконечник фурми 4 і пристрій для компенсації розширення зовнішньої труби, який може бути виконано сполученням сальникового компенсатора 5 на зовнішній трубі з телескопічною сполукою 6 на проміжній трубі (фурма А), або сполученням сильфонного компенсатора 7 на внутрішній трубі з телескопічною сполукою на проміжній трубі (фурми Б, Г, Д). При центральному підведенні води доводиться застосовувати два сильфонних компенсатори 7 на внутрішній і проміжній трубах (фурма В).

Технологічні показники процесу багато в чому залежать від конструкції наконечника – числа сопел, їх розташування і кута нахилу їх осі до вертикалі. При кількості сопел у наконечнику більше шести значно погіршуються умови охолодження наконечника через зменшення сумарної площі зазорів між соплами.

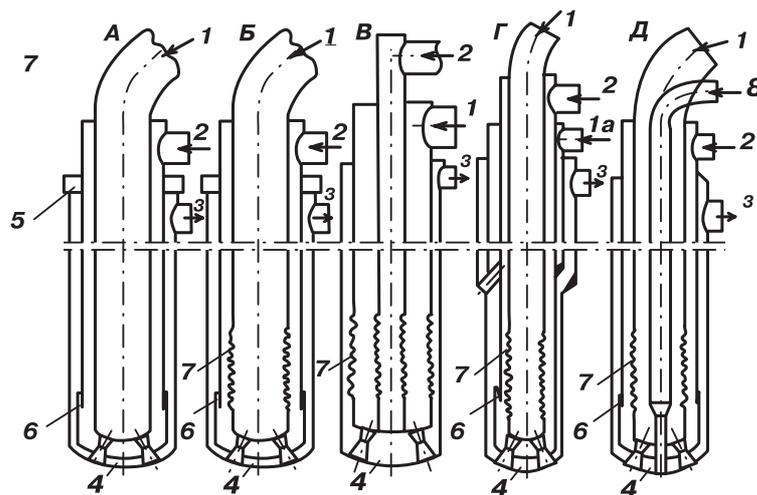


Рис. 4.2. Конструкції кисневих фурм

Наконечники можуть бути звареними, литими і виготовленими свердлінням із цілого куска міді. Для тривкості зварених наконечників велике значення має якість зварювання, тому що часто вони виходять з ладу через руйнування звареного шва, що з'єднує корпус сопла з лобовиною фурми. Стінки сопла охолоджуються киснем, який на виході із сопла має температуру –110-140°C, і скорочуються у розмірах, а лобовина фурми розширюється в результаті інтенсивного нагрівання (температура зовнішньої поверхні наконечника – більше 300°C). Тому зварений шов працює на злам і його міцність повинна бути вище міцності лобовини фурми; у той час як товщина звареного шва менше товщини лобовини фурми. Велике значення для тривкості наконечника має якість міді і, насамперед, її чистота. Збільшення вмісту фосфору від 0,01 до 0,10% чи олова - від 0,1 до 1,0% у міді приводить до зменшення її теплопровідності удвічі.

Прогари центральної частини зовнішньої лобовини наконечника свідчать про недостатнє охолодження: при теплових потоках на торець наконечника більше 7 МВт/м<sup>2</sup> і швидкості води поблизу торця близько 1 м/с можливе кипіння води.

Інтенсивніше охолоджується центральна частина наконечника при центральному підведенні води; для поліпшення охолодження при периферійній подачі води влаштовують спеціальні направляючі для води.

Розпал вихідних країв сопел свідчить про те, що відношення вихідного і критичного діаметрів сопел вище, ніж необхідно при даному тиску і витратах кисню (сопло працює в режимі перерозширення, струмінь відривається від стінок сопла, у зони розрідження, які утворилися, засмоктуються частинки металу і шлаку, що і приводить до розпалу країв). Для усунення цього явища досить зменшити діаметр вихідного перерізу.

Для продувки киснем, при необхідності підвищення ступеня допалювання CO і CO<sub>2</sub>, застосовують двоярусні (сопла для допалювання розташовані на 1-2,5 м вище торця) чи дворядні (сопла для допалювання розташовуються на одному рівні з продувними) фурми. За способом подачі кисню ці фурми можуть бути двоконтурними (із двома незалежними потоками кисню) або одноконтурними (з одним загальним підведенням кисню).

У першому випадку співвідношення витрат кисню на допалювання і продувку можна змінювати в ході процесу, у другому – воно залишається незмінним і визначається лише співвідношенням критичних перерізів. Двоярусна двоконтурна фурма показана на рис. 4.2.

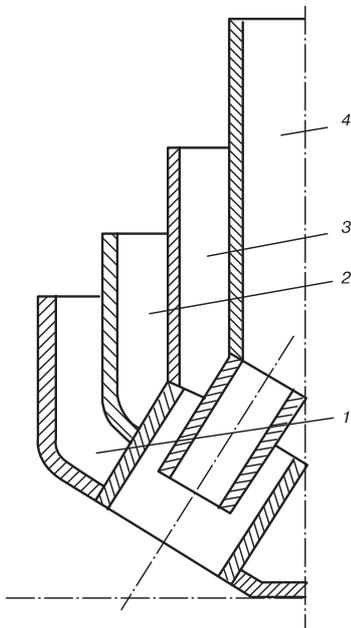
В даний час на всіх фурмах для продувки ванни застосовуються сопла Лавалля. Кут нахилу цих сопел до осі фурми складає 10-15°, що забезпечує більш "жорстку" продувку ванни, ніж при використанні звичайних кисневих фурм із великим кутом нахилу сопел. Сопла для допалювання як на двоярусних, так і на дворядних фурмах звичайно мають циліндричний профіль (круглого чи овального перерізу).

Доцільніше використовувати двоконтурні фурми, тому що вони дають можливість гнучко керувати металургійним процесом на різних стадіях плавки в залежності від поставлених задач і конкретних умов.

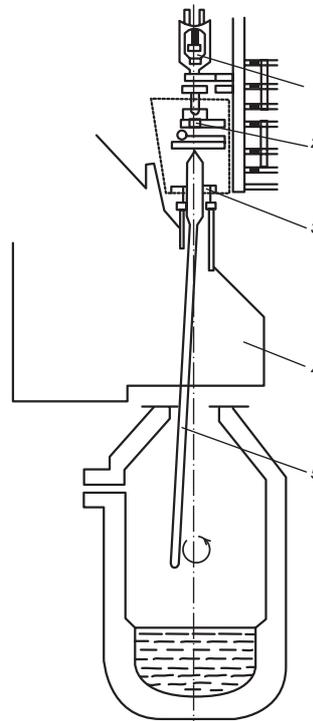
На рис. 4.2 показана найпростіша конструкція паливно-кисневої фурми. Паливо подається по центральній трубі 8, що входить у кисневу трубу. Насадка паливної труби з корозійно-стійкої сталі вільно проходить через центральний отвір у наконечнику. По такій фурмі можна подавати порошкоподібне вугілля зі струменем азоту чи природного газу, при цьому труби 4 повинні бути виготовлені із матеріалу, стійкого до абразивного впливу.

Більш надійною є конструкція, в якій потік вугілля відділений від кисню потоком води. Цю схему легше всього здійснити при центральному підведенні води, при цьому цілком виключається можливість загоряння фурм при ушкодженні труби.

Хороше змішування кисню і природного газу забезпечується у фурмах, в яких газове сопло входить у кисневе (рис. 4.3).



**Рис. 4.3. Фурма, в якій газове сопло входить у кисневе:** 1-4 - відповідно відведення і підведення води, підведення кисню і природного газу



**Рис. 4.4. Фурма, що переміщується під час продувки по окружності:** 1 - вузол обертання; 2 - нерухома радіальна опора; 3 - направляючі; 4 - камінь; 5 - фурма

Застосовують також фурми, що переміщуються під час продувки по окружності (рис. 4.4) зі швидкістю 0,1-1,5 об./хв, радіус окружності складає до 40% радіуса ванни. Керування фурмою здійснюється від ПЕОМ. Перевага такого процесу – можливість регулювання окислюваності шлаку в широких межах. При виробництві низьковуглецевої сталі (<0,1% C) загальна кількість заліза у шлаку знижується на 2-5% (абс.), а залишковий вміст марганцю в сталі збільшується на 0,05% (абс.) у порівнянні зі звичайним процесом.

Велике значення має конструювання дуттєвої частини кисневої фурми, що зводиться до визначення кількості сопел  $n$ , кута нахилу їх осі до вертикалі  $\alpha$ , а також розмірів внутрішнього каналу сопла.

Оптимальна кількість сопел у кисневій фурмі дозволить досягти необхідного ступеня розосередження потоку кисню, що вдувається, в обсязі ванни, уникнути зайвої інтенсивності газовиділення в кожній з реакційних зон, що утворюються, надмірного місцевого спучування ванни і сплесків, що може привести до викидів шлакометалевої емульсії чи виносу металу з конвертера. При надто великому числі сопел і даній інтенсивності продувки критичний діаметр кожного сопла зменшується. У цьому випадку для збереження постійної окислюваності шлаку необхідно зменшити висоту фурми над рівнем ванни, що знизить стійкість фурми. В агрегатах з верхнім дуттям погіршуються при цьому й умови проплавки великогабаритного брухту.

На основі результатів теоретичного аналізу і даних практики було встановлено, що для умов роботи конвертера, які характеризуються, в першу чергу, небезпекою виникнення

викидів шлакометалевої емульсії, необхідний ступінь розосередження дуття досягається при

$$n = 0,23 I_{O_2}^{1,17} \cdot h_B^{2,5} / v_{ум}^{1,7}, \quad (4.1)$$

де  $I_{O_2}$  – інтенсивність продувки, м<sup>3</sup>/хв.т;  $h_B$  – глибина спокійної ванни, м;  $v_{ум}$  – питомий об'єм конвертера, м<sup>3</sup>/т.

Якщо ж умови такі, що доводиться, в першу чергу, остерігатися інтенсивного виносу металу через згорання шлаку, то

$$n = 0,69 I_{O_2} \cdot T / (H - h_g)^{2,33} \quad (4.2)$$

де  $T$  – садка конвертера, т;  $H$  – висота внутрішньої порожнини конвертера, м.

З отриманих по формулах (4.1) і (4.2) величин необхідно вибрати більшу, щоб забезпечити розосередження дуття, достатнє в різних ситуаціях. При визначенні  $n$  слід також враховувати те, що число сопел обмежене (не більше семи). Останнє може привести до необхідності лімітування припустимої інтенсивності продувки.

Розосередження кисню, що вдувається, на кілька потоків ефективно, якщо процеси газовиділення з окремих реакційних зон, що відповідають кожному потоку, не накладаються один на одного, тобто зони не зливаються. При істотному злитті струменів дуття, і особливо реакційних зон, продувка наближається до режиму односоплової фурми, що різко збільшує винос і викиди, обмежує припустиму  $I_{O_2}$ . Звичайні струмені після виходу із сопла в середовище такої ж, як на зрізі сопла чи близької, густини розширюються (надзвукові – після початкової ділянки) з повним кутом розкриття в обидва боки  $\sim 14^\circ$ . При близькому розташуванні сопел у звичайних верхніх фурмах для запобігання злиття струменів кут нахилу осі кожного із сопел  $\alpha$  повинен бути більше  $\alpha$ , визначеного за рівнянням (2.11).

На рис. 4.5, в якості прикладу, наведена зміна параметрів кисневого потоку по довжині сопла Лаваля  $l$ . Швидкість  $W$ , тиск  $P$ , густинність  $\rho$  і температура  $t$  кисню розраховані за відомими газодинамічними рівняннями за умови витрат кисню на сопло 100 м<sup>3</sup>/хв. при вихідному тиску 1,5 МПа. З такого сопла витікає кисень, що має наступні параметри на його зрізі: тиск - 0,1 МПа, швидкість - 541 м/с, густинність - 2,7 кг/м<sup>3</sup>, температура - 136°C.

Інтенсивність продувки киснем ( $I_{O_2}$ ) у нових цехах складає близько 4 м<sup>3</sup>/хв.т, у старих 2,5-3,0 і, як правило, у ході плавки не змінюється. Доцільне її підвищення при технічному переозброєнні цехів до величини 4 – це скорочує тривалість продувки  $\tau$ , оскільки практично має місце рівність

$$I_{O_2} \cdot \tau \approx const. \quad (4.3)$$

У результаті зменшується час впливу агресивних рідких розплавів на вогнетривку футеровку, зростають її стійкість і продуктивність агрегату. Однак при  $I_{O_2} > 5$  м<sup>3</sup>/хв.т тривалість продувки вже мало позначається на тривалості циклу плавки (загальна тривалість допоміжних операцій: завалка брухту, заливка чавуну, повалка після продувки з добором проб і виміром температури, зливання сталі і видалення шлаку складають не менше 15 хв.), але зростає ймовірність неповного розчинення металобрухту, різко здорожчує газовідвідний тракт, що повинен пропустити для охолодження й очищення збільшену кількість конвертерних газів. Економічно виправдана межа інтенсифікації - до 5 м<sup>3</sup>/хв.т.

Інтенсифікація продувки при даній конструкції конвертера супроводжується підвищенням ступеня розосередження дуття, а, значить, збільшенням числа сопел відповідно до виразу

$$\Delta H = \frac{H - h_B}{h_B} = K \frac{I_{O_2}^a}{h_B^e}, \quad (4.4)$$

де  $\Delta H$  - відносне підвищення рівня ванни  $h_B$  при продувці внаслідок газовиділення і перемішування реагуючих газової, металевої і шлакової фаз;  $K$  – коефіцієнт пропорційності;  $a, e$  – ступеневі коефіцієнти ( $a \approx 0,7, e \approx 0,6$ ).

При інтенсифікації продувки, збільшуючи число сопел, для ефективного охолодження наконечника фурми необхідно використовувати труби більшого діаметра. Зі збільшенням ємності конвертера і витрат кисню за одиницю часу кисневі фурми також повинні бути виготовлені з труб великого діаметра.

Загальноприймають ступеневу зміну висоти фурми в процесі продувки. Як правило, на початку продувки (10-20% її тривалості) фурма розташовується в 1,2-2 рази вище, ніж в основний час плавки. Це викликано двома обставинами – необхідністю наведення шлаку, для чого необхідно окислити залізо, кремній і марганець, а також побоюванням пошкодити фурму при використанні легкого брухту. В середині продувки при згортанні шлаку доцільно на короткий час підняти фурму, наприкінці продувки, при виробництві низьковуглецевої сталі – опустити для зменшення вмісту оксидів заліза у шлаку.

Висоту фурми над ванною змінюють у залежності від характеру шлакоутворення, що контролюється візуально і за допомогою приладів, які в процесі продувки визначають склад газів, що відходять, рівень шуму, вібрації конвертера чи фурми і, нарешті, за допомогою телевізійного передавача, встановленого в амбразурі шоломної частини конвертера і виваненого безпосередньо на ванну.

Проведені дослідження вертикального циклічного переміщення фурми. При частоті переміщення 1 цикл за хвилину з амплітудою 0,5 м в результаті того, що фурма 50% часу знаходиться вище робочого положення, створюється можливість знизити витрати чавуну на 10-30 кг/т сталі, оскільки на 8% збільшується частка вуглецю, що окислився до  $\text{CO}_2$ , однак при такому режимі продувки збільшується небезпека викидів.

Інтенсивність подачі кисню в процесі продувки, як правило, не змінюється. Однак у випадку обмеженої пропускної здатності газовідвідного тракту, за необхідності скорочення тривалості продувки, застосовується ступеневий режим продувки, що полягає у збільшенні витрат кисню на початку і в кінці її. Зупинимось на цьому питанні детальніше.

Припустима інтенсивність продувки  $I_{\text{O}_2}$  у діючих цехах визначається пропускною здатністю газовідвідного тракту і викидами (виносами). За рахунок реконструкції газовідвідного тракту можна підвищити його пропускну здатність й інтенсивність продувки, але цей захід коштує дорого.

Можливе деяке збільшення середньої за плавку інтенсивності продувки і відповідне зниження тривалості продувки на 1,5-3 хв. для даного конвертера і газовідвідного тракту за рахунок ступеневої продувки. Газовиділення з конвертера пов'язане зі швидкістю зневугльцювання  $V_C$  і проходить нерівномірно в процесі продувки (рис. 4.6). На початку продувки, до (20-40% від  $\tau_{\text{зар}}$ ) і наприкінці продувки на низьковуглецеву сталь (~10% від  $\tau_{\text{зар}}$ )  $V_C$  і газовиділення з конвертера низькі, викиди відсутні. Тому в ці періоди можна збільшувати інтенсивність продувки без шкоди для газовідвідного тракту. Загальна тривалість продувки з підвищеною інтенсивністю може складати 30-45% від  $\tau_{\text{зар}}$ . Звичайно  $I_{\text{O}_2}$  збільшують на початку і в кінці продувки на 30-40% від номінальної в середині плавки.

Більше підвищення важко здійснити, тому що, як правило, не вистачає резервів продуктивності по кисню. Великі пікові навантаження в конвертерному цеху, крім того, можуть негативно позначитись на роботі інших споживачів кисню на заводі. При наявності резервів по кисню можна на початку і в кінці збільшувати  $V_{\text{O}_2}$  і в 2 ступені, з більш високим рівнем  $I_{\text{O}_2}$ , але на практиці це важко здійснити.

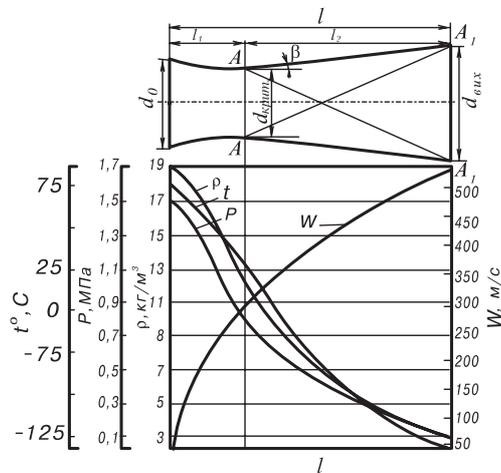


Рис. 4.5. Схема кисневого сопла і зміна параметрів потоку уздовж нього

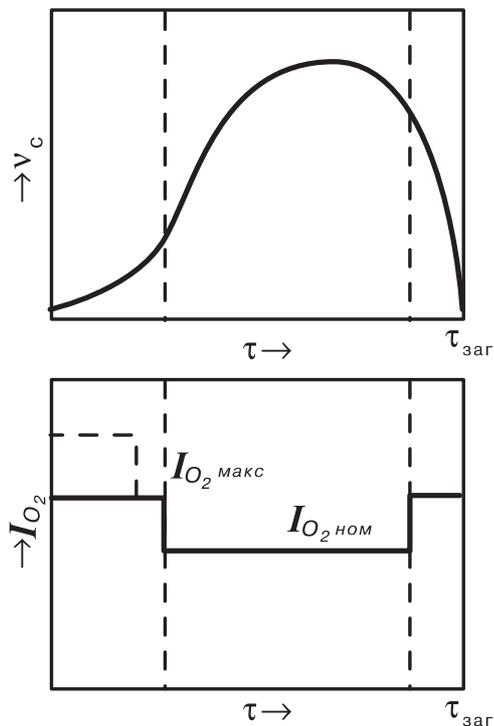


Рис. 4.6. Швидкість знеуглецьовування  $V_c$  в процесі продувки і ступенева інтенсивність

мінальний, тобто струмінь виходить стиснений. Струмінь потім додатково розширюється за соплом. При звичайних значеннях  $I_{O_2 \text{ макс}}/I_{O_2 \text{ ном}} = 1,3-1,4$  це не приводить до значних неприємностей.

Таким чином, для застосування ступеневої продувки необхідно мати резерв продуктивності кисню і пропускної здатності системи по кисню в цеху.

Як датчик для автоматизації ступеневої продувки може бути використана температура води в елементах газовідвідного тракту (камінні).

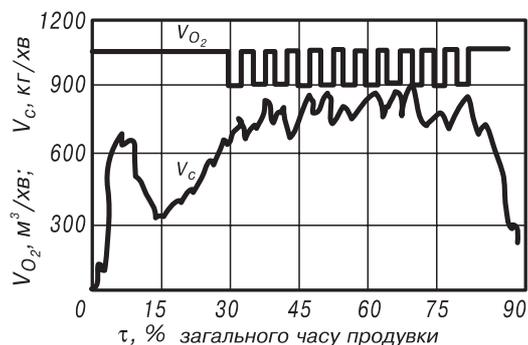


Рис. 4.7. Циклічна зміна витрат кисню в період знеуглецьовування

На початку продувки збільшенню  $I_{O_2}$  заважає також мала кількість шлаку, що збільшує схильність до виносу. Наприкінці продувки шлаку в конвертері багато, він уварений, і винос не відбувається.

При ступеневій продувці сопла Лаваля слід розраховувати за спеціальною методикою.

У період  $I_{O_2 \text{ макс}}$  (початок продувки, кінець) продувка ведеться при максимальному тиску дуття  $P_{\text{макс}}$ . У середині плавки (70-75% від  $\tau_{\text{заг}}$ ) продувку ведуть при зниженому номінальному  $I_{\text{ном}}$  і  $P_{\text{ном}}$ . Якщо сопла Лаваля розраховувати на  $I_{O_2 \text{ макс}}$  і  $P_{\text{макс}}$  (із забезпеченням нормального тиску на виході із сопла), то тоді в основному номінальному режимі сопла будуть працювати в режимі перерозширення струменя і відриву струменя від стінок сопла в нижній його частині, що приведе до засмокування туди крапель металу, емульсії і швидкого прогару сопел. Щоб цього уникнути, сопла Лаваля розраховують у номінальному режимі їх роботи (середина продувки) на тиск дуття на виході із сопла  $P_{\text{вих}}=(1,1-1,2)P_{\text{оточення}}$ , тобто на нормальну їх роботу.

У період, коли  $I_{O_2}$  є максимальною ( $I_{O_2 \text{ макс}}$ ), сопла (при  $P_{\text{макс}}$ ) працюють у режимі більшого недорозширення, ніж но-

мінальний, тобто струмінь виходить стиснений. Струмінь потім додатково розширюється за соплом. При звичайних значеннях  $I_{O_2 \text{ макс}}/I_{O_2 \text{ ном}} = 1,3-1,4$  це не приводить до значних неприємностей. Циклічна зміна витрат кисню в період знеуглецьовування  $V_{O_2}$  (рис. 4.7) дозволяє деякою мірою інтенсифікувати масообмін у реакційній зоні – зміна витрат кисню приводить до зміни розмірів реакційної зони і зростання її пульсації, що збільшує ступінь перемішування металу і шлаку. Однак немає підстав очікувати істотного поліпшення показників плавки.

Збільшенню швидкості масообміну сприяє і застосування пульсуючого дуття. При знеуглецьовуванні, наприклад, підведення кисню і відведення газоподібних продуктів, а отже, і швидкість усього процесу визначаються масопереносом через ламінар-

ний граничний шар. Це значить, що, інтенсифікувавши яким-небудь чином цей масоперенос, можна прискорити і весь процес у цілому. Відомо, що граничний шар навколо обтічного газом тіла чинить найменший опір такому масопереносу у випадку турбулентного газового потоку; турбулізація потоку відбувається лише в період зміни його швидкості, причому залежить від прискорення. Отже, необхідно створити газовий потік з постійно мінливою швидкістю. Домогтися цього можна найбільш простим і одночасно ефективним способом – періодичним перекриттям потоку, тобто його пульсацією.

Пульсуюча продувка частково була впроваджена на заводах СНД. Суть промислового режиму дуття зводиться до періодичного переривання потоку кисню чи його різкого зменшення.

Спочатку процес був відпрацьований із застосуванням електромеханічних пульсаторів з диском або крильчаткою, установлених безпосередньо всередині фурми в кисневій трубі. Найкраща ефективність досягалася при розміщенні пульсатора безпосередньо перед головкою фурми. При видаленні пульсатора від головки вгору пульсації потоку на соплах згладжуються киснем, розташованим нижче, і відповідно ефективність впливу пульсуючого дуття на процеси у ванні зменшується.

Однак електромеханічні пульсатори виявилися непридатними для виробництва, тому що:

- а) дуже складний їх монтаж у дуттєвому пристрої;
- б) при перегріві фурми швидко виходять з ладу.

Проте електромеханічні пульсатори зручні в дослідженнях для зміни частоти пульсації у широких межах з метою пошуку її оптимуму.

У промислових конвертерах механічні пульсатори були замінені газодинамічними, що забезпечують тривалу їх експлуатацію. Вони показані на рис. 4.8. У цьому випадку необхідна установка спеціального сопла Лавалю (одного) і діафрагми в кисневій трубі над головкою фурми. Безпосереднім трансформатором коливань є спеціальні вставки (пристрої) в центрі головки зверху перед соплами. Застосовуються пристрої у вигляді пірамідки (а), сфери (кулі) або грибка на держачі (б), тупикового каналу (в) (див. рис. 4.8). Весь комплекс: сопло Лавалю, діафрагма і вставка викликає удари потоку, складну взаємодію різно-направлених потоків і в результаті - пульсацію основного потоку при вході в сопла (потоки, що відбиваються від вставок, періодично ніби перекривають основний потік перед соплами).

Найкращі результати отримані із вставками – трансформаторами коливань у вигляді пірамідок.

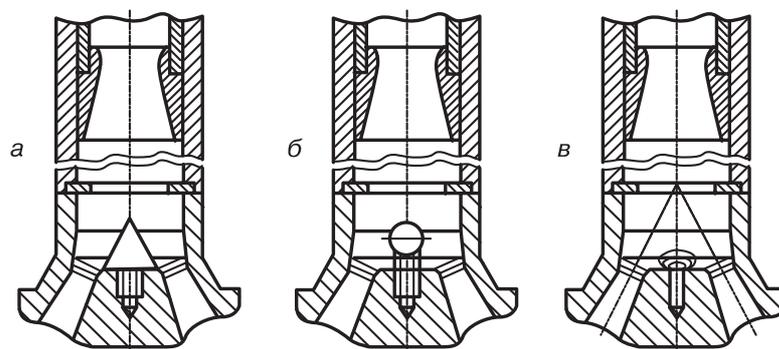


Рис. 4.8. Газодинамічні пульсатори у фурмах

Оптимальна частота коливань, що забезпечує найбільш ефективні результати, залежить від ємкості конвертера:

Ємкість конвертера, т	0,1	10	160	300-350
Оптимальна частота, Гц	150	500	600	700-800

Ппульсуюча продувка приводить до наступних результатів:

- а) дещо зменшуються коливання реакційної зони, винос і викиди;
- б) поліпшуються шлакоутворення, розчинення вапна, відповідно дещо збільшуються видалення із металу фосфору і сірки, ступінь наближення реакцій до рівноваги;
- в) прискорюються видалення вуглецю, окислювання ванадію;
- г) дещо зростає коефіцієнт засвоєння ванною кисню дуття.

Для великовантажних конвертерів ці результати відносно невеликі, наприклад, вміст  $V_2O_5$  у шлаку підвищився з 20-22% до 22,5-25%.

Ефект пульсуючого дуття пов'язаний зі зменшенням товщини граничного шару (його розмивом) на краплях у реакційній зоні (засвоєння кисню), шматочках вапна (шлакоутворення), бульбах оксиду вуглецю (зневуглецьовування) і часточках окисленого шлаку (FeO) у металі (зневуглецьовування, видалення інших домішок).

Вважають, що найбільший ефект у цих напрямках досягається тоді, коли частота пульсації стає оптимальною і відповідає власній резонансній частоті коливань частинок, бульб. Резонанс і посилення коливань частинок у ванні при цьому сприяє "здиранню" на них граничного шару.

#### 4.4. Механізм окислювальних процесів. Динаміка рідкої ванни

Висока швидкість потоку газу досягається при використанні сопел, що представляють собою короткі насадки постійного чи перемінного перерізів. Розширення газу у соплі і його витікання відбувається практично без теплообміну з навколишнім середовищем, тобто адіабатично. У цьому разі швидкість витікання газу із сопла можна визначити за формулою

$$W = \sqrt{\frac{2k}{k-1} g \frac{P_0}{\rho_0} \left[ 1 - \left( \frac{P}{P_0} \right)^{(k-1)/k} \right]}, \text{ м/с,} \quad (4.5)$$

де  $k$  - показник адіабати (для одноатомного ідеального газу  $k=1,67$ ; для двоатомного -  $k=1,4$ ; для багатоатомного -  $k=1,29$ );  $P_0, \rho_0$  - тиск (кг/м<sup>2</sup>) і густинність газу (кг/м<sup>3</sup>) перед соплом;  $P$  - тиск навколишнього середовища, у яке витікає газ (кг/м<sup>2</sup>).

При стаціонарному режимі витрати газу через будь-який переріз сопла зберігаються постійними:

$$M = fw\rho = \text{const}, \quad (4.6)$$

де  $M$  - секундні масові витрати газу, кг/с;  $w$  - швидкість витікання, м/с;  $\rho$  - густинність газу, кг/м<sup>3</sup>;  $f$  - переріз сопла, м<sup>2</sup>.

Оскільки при адіабатичному розширенні  $\rho = \rho_0 (P/P_0)^{1/k}$ , то, підставляючи розгорнуті значення швидкості витікання і густинності газу, знаходимо секундні масові витрати його:

$$M = f \sqrt{g \frac{2k}{k-1} P_0 \rho_0 \left[ \left( \frac{P}{P_0} \right)^{2/k} - \left( \frac{P}{P_0} \right)^{(k+1)/k} \right]} \quad (4.7)$$

Дослідження цієї функції показують, що  $M = M_{\max}$  при  $P / P_0 = (2 / k + 1)^{\frac{k}{k-1}}$ . Це відношення тисків називають критичним, а відповідну швидкість – критичною  $w_{кр}$ . Для газоподібного кисню критичне відношення тисків дорівнює 0,528.

Підставляючи значення критичного відношення у вираження для швидкості і витрат газу і з огляду на те, що  $P_0 / \rho_0 = RT_0$ , можна одержати формули для обчислення критичної швидкості і максимальних масових витрат для циліндричного і конічного сопел:

$$w_{кр} = \sqrt{\frac{2k}{k+1} RT_0}; \quad M_{max} = f \sqrt{\frac{2k}{k+1} \left( \frac{2}{k+1} \right)^{2/k-1} P_0 \rho_0} \quad (4.8)$$

На практиці в даний час ні конічні, ні циліндричні сопла не застосовують. Це пов'язано з тим, що при виході із сопла струмінь, що має тиск 0,528  $P_0$ , у зв'язку з різким розширенням на відстані 10-15 калібрів пульсує. При цьому частина енергії струменя переходить у теплову, що приводить до зниження кінетичної енергії потоку і його далькості. Виникаючі пульсації струменя можуть передаватися ванні, сприяючи посиленню нерівномірності руху у ванні і газовиділення, інтенсивному утворенню бризків, а в деяких випадках – і викидів. Тому зараз усі фурми оснащені соплами Лавалля. Це дозволяє при роботі в необхідному режимі одержувати швидкісний (надзвуковий) струмінь, в якому майже цілком відсутні пульсації.

Швидкість і масові витрати кисню, що витікає із сопла Лавалля, розраховуються за рівняннями (4.5) і (4.7). Характер зміни швидкості струменя кисню, в залежності від тиску перед соплом, представлений на рис. 4.9. При використанні кисню з тиском 0,8-1,0 МПа і нижче будь-яке коливання тиску приводить до різкої зміни швидкостей кисневого струменя і його витрат, що, в свою чергу, викликає порушення розрахункового режиму роботи сопла. Як впливає з рис. 4.9, ці коливання мають мінімальне значення при роботі з тиском кисню >1,0 МПа. Тому для забезпечення більш нормального процесу продувки тиск у киснепроводі перед фурмою повинен бути не менше 1,6 МПа.

Одержавши уявлення про параметри кисневого струменя, що виходить із фурми, розглянемо, які перетворення з ним відбуваються на шляху до металу.

Кисневий струмінь на виході із сопла розширюється з напівкутом розкриття  $(\theta/2) \approx 12^\circ$  - див. (1.41) і складається з двох ділянок – початкової, у якій швидкість на осі струменя  $w_{oci}$  дорівнює швидкості на виході із сопла, і основної (див. рис. 1.3). Профіль струменя описується рівнянням Шліхтинга (1.14).

Довжина початкової ділянки дорівнює звичайно (8-12)  $r_0$ . Для основної ділянки струменя, що безпосередньо впливає на металеву ванну, швидкість по осі  $w_x$  змінюється в залежності від відстані  $x$  по співвідношенню:

$$\frac{w_x}{w_{oci}} = 0,96(ax / r_0 + 0,29), \quad (4.9)$$

де  $a$  - коефіцієнт турбулентної структури струменя, що дорівнює 0,066-0,076, в залежності від початкової турбулентності і ступеня нерівномірності вихідного поля струменя;  $r_0$  - радіус вихідного перерізу сопла.

Однак картина на рис. 1.3 ідеалізована і повинна сприйматися як наближена. У робочому просторі реального конвертера холодний струмінь кисню (мінус 100-150°C)

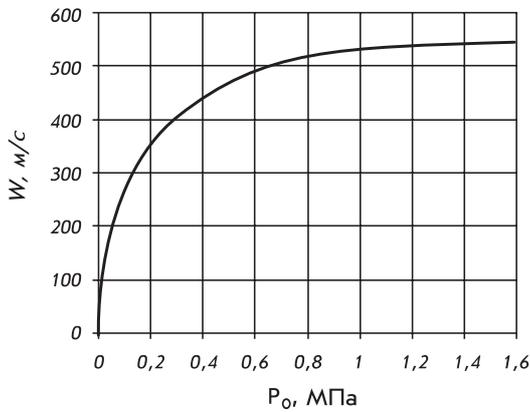


Рис. 4.9. Залежність швидкості витікання кисню від тиску дуття перед соплом

потрапляє у розріджене середовище нагрітих конвертерних газів, що складаються в основному з  $CO$ , засмоктує (як інжектор) їх, впливаючи на краплі металу, що викидаються нагору, і спінену шлакометалеву емульсію.

Експериментальні роботи, проведені по імітації витікання струменя кисню у простір, заповнений газом  $CO$ , нагрітим до  $1500^{\circ}C$ , показують, що, по мірі віддалення від сопла, склад і температура кисневого струменя значно змінюються. Так, на відстані 15-20 калібрів ( $x/d_0$ ) від сопла температура досягає  $1300-1600^{\circ}C$ , вміст  $CO_2$  дорівнює 20-25%, а на відстані 35-40 калібрів - відповідно  $2150-2300^{\circ}C$  і 40-45% (рис. 4.10).

Отже, у порожнині конвертера кисневий струмінь являє собою факел, в якому горять  $CO$  і краплі металу, що викидаються

із ванни, а його швидкість і вміст кисню визначаються відстанню від сопла до рівня металу, вираженою в калібрах ( $x/d_0$ ).

Отримані уявлення допомагають усвідомити природу і структуру реакційної зони – головного збудника фізико-хімічних явищ у робочому просторі конвертера.

Взаємодія кисневого струменя з залізовуглецевим розплавом розрізняється за трьома типами (див. розділ 2.1).

1) Режим відкритої лунки з кільцеподібними хвилями довкола неї і відсутністю пульсацій по глибині і ширині лунки.

2) Режим відкритої лунки з розбризкуванням. Він характеризується інтенсивним розвитком пило- і бризкоутворення, епізодичним попаданням бризків і великих сплесків металу в зону кисневого струменя, роздробленням їх і спалюванням у потоці кисню з наступним залученням продуктів реакції у ванну і виходом газів з відкритої реакційної зони суцільним

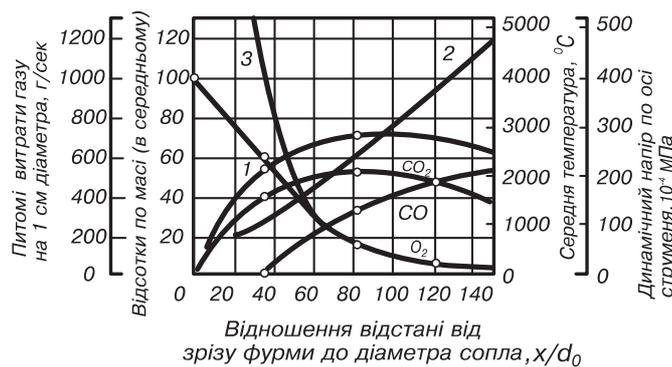


Рис. 4.10. Зміна складу, температури (1), виходу газу (2) і динамічного напору (3) в кисневому струмені, що витікає в середовище конвертерних газів (90%  $CO$  і 10%  $CO_2$  біля сопла) при температурі  $1773 K$  і тиску кисню  $0,9$  МПа

поток, що змінює своє положення на поверхні ванни щодо осі струменя без визначеної закономірності. Пульсація реакційної зони по ширині і глибині досягає 10-15% їх максимальних значень.

3) Режим глибокого проникнення кисневого струменя в розплав, що характеризується інтенсивним залученням обсягів металу в кисневий струмінь, розвинутою пульсацією реакційної зони до 20-25%, зхлопуванням країв лунки і періодичним виділенням із неї об'ємів оксиду вуглецю в різних місцях. При наявності шлаку режим здійснюється заглибленим струменем з розташуванням газшлакометалевої емульсії вище зрізу фурми з періодичними проривами газу, при яких рівень емульсії знижується.

Подальше опускання фурми характеризується згортанням шлаку, відтискуванням останнього потоком оксиду вуглецю, що виходить з реакційної зони до футеровки конвертера і наступною продувкою чистого дзеркала металу з інтенсивним виносом бризків металу назустріч кисневому потоку, заметалюванням фурми, горловини конвертера і поверхонь охолоджувача конвертерних газів (ОКГ). Це явище називають "жорсткою" продувкою, якої слід уникати.

Переходи від першого режиму до другого (1 → 2), від 2-го до 3-го (2 → 3) і далі – до "жорсткої" продувки (3 → ж) відповідно описуються рівняннями:

$$h_{\phi \ 1 \rightarrow 2} = 53,1 \left( \frac{i}{\rho_M g} \right)^{0,456} ; \quad (4.10)$$

$$h_{\phi \ 2 \rightarrow 3} = 18,6 \left( \frac{i}{\rho_M g} \right)^{0,462} ; \quad (4.11)$$

$$h_{\phi \ 3 \rightarrow ж} = 7,7 \left( \frac{i}{\rho_M g} \right)^{0,465} , \quad (4.12)$$

де  $i$  – імпульс струменя, кгм/с ;  $h_{\phi}$  – висота фурми, м ;  $\rho_M$  – густинність рідкого металу, кг/м<sup>3</sup>.

Криві, отримані в результаті розрахунків по рівняннях (4.10) – (4.12) при різних витратах кисню на сопло і вихідній швидкості кисню на зрізі сопла 500 м/с, наведені на рис. 4.11; кривою  $h_{\phi}$  показане практичне положення фурми над ванною в залежності від витрат кисню на сопло. З рис. 4.11 випливає, що основний режим продувки – режим глибокого проникнення струменя, причому, робоча висота фурми на практиці трохи вища від тієї, при якій спостерігається перехід до "жорсткої" продувки.

На цьому ж рисунку представлені значення глибини реакційної зони  $L$  при робочій висоті фурми, розраховані по рівнянню (4.15).

Глибина реакційної зони при інтенсивному зневуглецьовуванні

$$L_{min} = 8,9 h_{\phi} \left( \frac{i}{\rho_M g h_{\phi}^3} \right)^{0,584} \cos \alpha, \quad (4.13)$$

а в остаточний період продувки

$$L_{o.n.} = 12,7 h_{\phi} \left( \frac{i}{\rho_M g h_{\phi}^3} \right)^{0,584} \cos \alpha, \quad (4.14)$$

де  $\alpha$  – кут нахилу осі сопла до вертикалі.

Розрахунки по рівняннях (4.13) – (4.14) показують, що глибина реакційної зони

$$L = \frac{L_{min} + L_{o.n.}}{2} \pm 0,07 . \quad (4.15)$$

Відношення діаметра реакційної зони до її глибини при робочій висоті фурми складає 0,37-0,41. Будова реакційної зони показана на рис. 4.12, в якому узагальнені численні

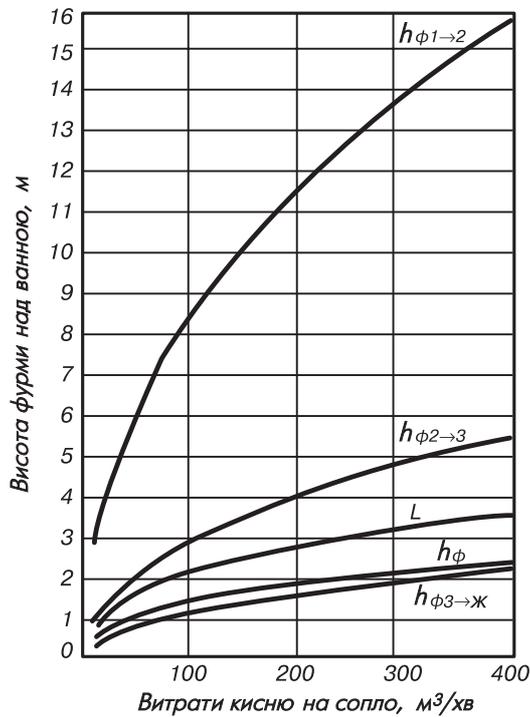


Рис. 4.11. Умови різних режимів взаємодії кисневого струменя і ванни

дослідження, у тому числі результати гарячого моделювання в тиглях із прозорою стінкою, що дозволяє безпосередньо спостерігати взаємодію кисневого струменя і металевої ванни.

У первинній реакційній зоні, що характеризується яскравим забарвленням, згоряє метал, який підсмоктується в струмінь. У вторинній реакційній зоні, забарвленій яскравіше, ніж решта ванни, але менш інтенсивно, ніж первинна зона, виділяються газоподібні продукти реакції у вигляді бульб, що спливають вгору зі швидкістю  $\sim 10$  м/с, обтікають первинну реакційну зону то праворуч, то ліворуч і утворюють на виході із ванни сплески рідини. Поза межами реакційних зон протягом усієї продувки спостерігається відносно слабке газовиділення.

При продувці низьковуглецевого металу (див. рис. 4.12), в результаті невеликої кількості оксиду вуглецю, що виділяється, вторинна реакційна зона звужується.

Продуктами взаємодії кисню з рідким металом у первинній зоні є, в основному, оксиди заліза. Потрапляючи у вторинну реакційну зону, вони обумовлюють окислю-

вання там домішок: С, Si, Mn. Окислювання останніх відбувається також на поверхні шлак-метал (корольки металу у шлаку і краплі шлаку в металі).

Оксиди заліза в первинних продуктах окислювання на 85-90% складаються із FeO і на 10-15% - із Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. У продуктах реакцій окислювання металу, що згоряє в кисні, можуть бути оксиди таких елементів, як С, Si, Mn та ін. Їх вміст вище на початку продувки, а потім зменшується. У продуктах згоряння він пропорційний концентрації відповідних елементів у металі, що окислюється, і невеликий. Кисень, що вдувається, засвоюється ванною досить повно (рис. 4.13).

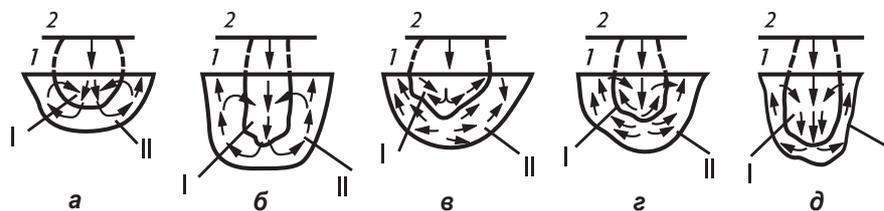


Рис. 4.12. Будова реакційної зони при продувці киснем чавуну (а) і металу з вмістом вуглецю 2% (б), 1% (в), 0,5% (г) і менш як 0,1% (д): I, II - первинна і вторинна реакційні зони; 1 - рівень металу в спокійному стані; 2 - рівень перерізу сопла

За межами первинної реакційної зони, як уже відзначалося, оксиди заліза вступають у контакт із металом ванни, викликаючи там вторинні реакції. В міру заглиблення в метал (можуть на кілька сантиметрів глибше реакційної зони), частки оксидів заліза втрачають швидкість щодо металу до нуля і починають спливати. Оксиди заліза вкорінюються у метал у всьому обсязі реакційної зони, і частки спливають з різної глибини. З підвищенням динамічного напору струменя при зустрічі його з металом глибина вкорінення струменя збільшується. Тому з посиленням жорсткості дуття глибина, з якої спливають оксиди заліза, зростає.

У залежності від співвідношення кількості сформованого до даного моменту шлаку й інтенсивності надходження в нього оксидів заліза створюється певна їх концентрація у шлаку.

Різниця в термодинамічних і кінетичних умовах взаємодії кисню з елементами, розчиненими в металі, обумовлює окислювання визначених компонентів в окремих ділянках ванни: залізо окислюється у струминних ділянках первинної реакційної зони, кремній, марганець і вуглець – переважно у вторинній, фосфор і сірка – головним чином у зоні шлакометалевої емульсії.

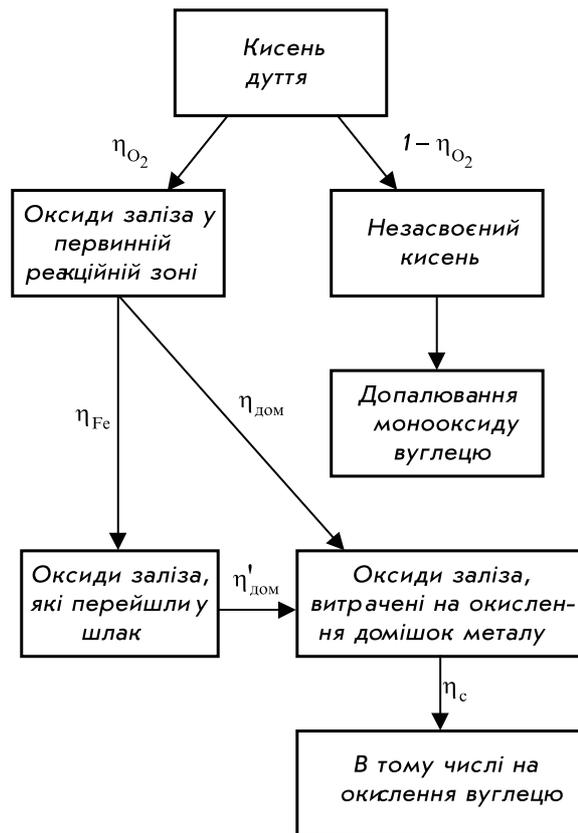


Рис. 4.13. Схема розподілу кисню, що вдувається

У залежності від технологічної необхідності, доцільно змінювати співвідношення  $\eta_{Fe}$  і  $\eta_{дом}$  (див. рис. 4.13). Так, наприклад, для формування основного шлаку слід забезпечити надходження у шлак достатньої кількості оксидів заліза, які прискорюють розчинення вапна. При збільшенні маси присаджуваного вапна, що підлягає розчиненню у шлаку, кількість оксидів заліза, що переходять у шлак, також повинна бути підвищена, тобто збільшено  $\eta_{Fe}$ .

Підкреслимо, що ефективне регулювання співвідношення  $\eta_{Fe}/\eta_{дом}$  можливе лише при верхній і поверхневій бічній продувках. У випадках же донної і глибинної бічної продувок значення  $\eta_{Fe}$  невелике і практично постійне.

У середині продувки в конвертерах окислюється переважно вуглець, тому  $\eta_{дом} > \eta_C$ , тобто ступінь засвоєння кисню, що вдувається, на окислювання вуглецю  $\eta_C$  наближається до 0,8-1.

Оксиди заліза, що накопичені у шлаку на ранніх етапах плавки чи надійшли в нього з присадками сипучих, можуть потім взаємодіяти з вуглицем ванни (коефіцієнт засвоєння  $\eta_{дом}$ ). В результаті швидкість окислювання вуглецю у ванні на окремих етапах продувки часто перевищує очікувану, якщо брати до уваги тільки інтенсивність подачі у ванну газоподібного кисню. Особливо помітна ця різниця в період присадки в конвертер матеріалів, що містять оксиди заліза (залізна руда, агломерат, окотиші).

При розплавлюванні зазначених матеріалів оксиди заліза переходять у шлак і потім беруть участь в окислюванні вуглецю.

Основний принцип розподілу кисню можна сформулювати таким чином. Необхідно домагатися повного засвоєння кисню дуття ванною, причому надходження кисню у шлак з оксидами заліза повинне бути мінімальним, але забезпечуючим нормальний перебіг шлакоутворення.

Відповідно до схеми, наведеної на рис. 4.13, оксиди заліза, розчинені у шлаку, можуть, у свою чергу, витрачатися на окислювання елементів, розчинених у металі, на межі розподілу метал-шлак. Частка кисню, що вдувається і витрачається на цей процес, складає  $\eta'_{дом}$ .

Вміст оксидів заліза у шлаку визначається співвідношенням поточних значень  $\eta_{Fe}$  і  $\eta'_{дом}$ . Якщо  $\eta_{Fe} > \eta'_{дом}$ , то у шлаку поступово накопичуються оксиди заліза. Коли кількість шлаку постійна чи змінюється незначно, то таке нагромадження викличе зростання вмісту оксидів заліза у шлаку. У випадку збільшення кількості шлаку, вміст оксидів заліза в ньому буде залежати від співвідношення темпів нагромадження оксидів, що надходять з реакційної зони, і зростання кількості шлаку. Якщо  $\eta'_{дом} = \eta_{Fe}$ , то при збільшенні кількості шлаку вміст оксидів заліза в ньому буде зменшуватися. При  $\eta'_{дом} > \eta_{Fe}$  окисленість шлаку падає, і тим швидше, чим вище темп зростання його кількості. Як відзначалося вище, співвідношення  $\eta_{Fe}$  і  $\eta'_{дом}$  залежить від періоду конвертерної плавки, оскільки кожен період характеризується темпом окислювання вуглецю, що визначає інтенсивність перемішування ванни, температурою і в'язкістю металу і шлаку. Чим нижча швидкість окислювання вуглецю і більша в'язкість фаз, тим менша швидкість витрат оксидів заліза і ймовірніше, що  $\eta_{Fe} > \eta'_{дом}$ . Тому в початковий період продувки, коли переважно окислюються кремній і марганець, швидкість окислення вуглецю невелика, а в'язкість металу і шлаку підвищена у зв'язку з низькою температурою ванни, відбувається нагромадження оксидів заліза у шлаку, і їх концентрація в ньому максимальна.

На заключному етапі продувки, коли вміст у металі інших (крім Fe) елементів, здатних окислюватися, незначний,  $\eta_{Fe} > \eta'_{дом}$ . Наприкінці продувки таким елементом є вуглець. Тому, чим нижче [C] у виплавлюваній сталі, тим більше оксидів заліза надійде у шлак і вищим буде їх вміст у шлаку. Описаний характер зміни окисленості шлаку у вигляді сумарного вмісту заліза у шлаку  $(Fe)_\Sigma$  представлений на рис. 4.14.

При верхній продувці окисленість шлаку на початку плавки складає 15-30%  $(Fe)_\Sigma$ . У період інтенсивного вигорання вуглецю в середині продувки  $(Fe)_\Sigma$  падає до мінімуму (див. рис. 4.14) і досягає 7-15%. Наприкінці плавки воно тим вище, чим нижче вміст вуглецю і при 0,03% [C] доходить до 30-40%.

В останньому періоді, коли умови перемішування ванни відіграють визначальну роль, вміст оксидів заліза у шлаку в першу чергу залежить від складу окислювального газу, що вдувається. І чим нижче в дутті відсоток кисню, що витрачається на окислювання металу, і вище вміст газів, що не беруть участі в реакціях, тим ефективніше перемішування ванни, і, отже, менше оксидів заліза у шлаку при одній і тій же концентрації вуглецю у ванні. Це відбувається при штучному розведенні кисневого дуття інертним газом у потрібні періоди плавки (див. нижче).

Вміст оксидів заліза у шлаку визначає його консистенцію і перебіг шлакоутворення. Практично неможливо регулювати вміст оксидів заліза у шлаку при донній продувці, що є серйозним недоліком цього способу. У випадку верхньої продувки  $(Fe)_\Sigma$  регулюється в першу чергу шляхом зміни глибини проникнення кисневого струменя в метал, тобто глибини реакційної зони  $L$  (рис. 4.15), що може бути досягнуто в результаті зниження інтенсивності продувки чи збільшення відстані фурми від рівня спокійної ванни. На практиці частіше вдаються до останнього способу.

Рух фаз у межах реакційної зони викликає переміщення решти маси ванни (рис. 4.16). На рисунку первинна реакційна зона позначена 2, її межі - 3, а межі вторинної реакційної зони - 4. Швидкість потоків максимальна в ділянках, які безпосередньо примикають до реакційної зони. Якщо розміри периферійної частини ванни не надто великі, то в кожному вертикальному перерізі, що проходить через вісь фурми 1, створюється один замкнутий цикл потоків.

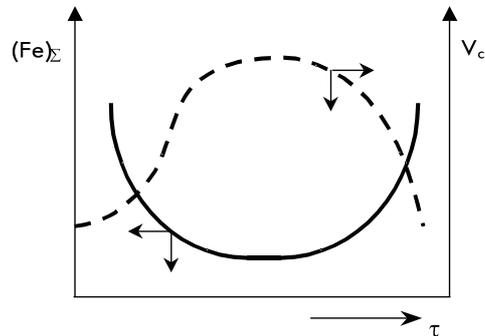


Рис. 4.14. Зміни окисленості шлаку і швидкості зневугльцювання під час продувки

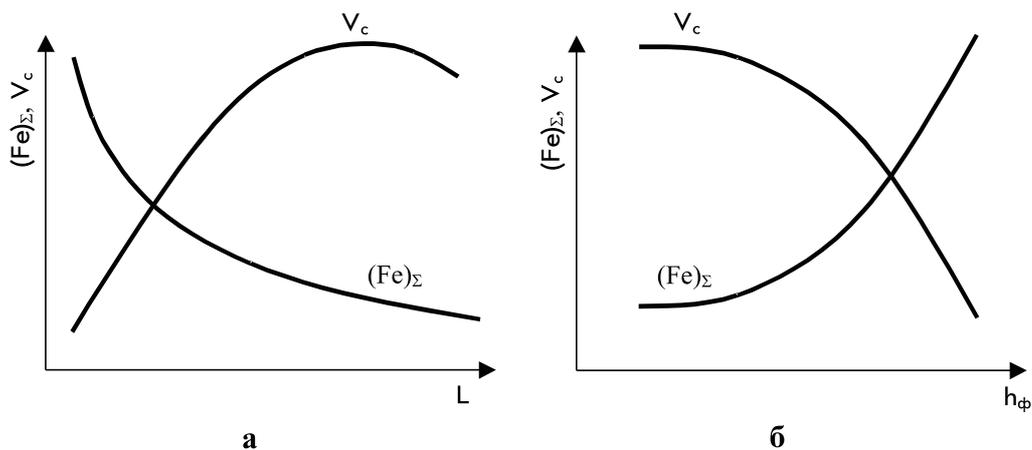


Рис. 4.15. Вплив  $L$  (а) і  $h_\phi$  на  $FeO$  і  $V_c$

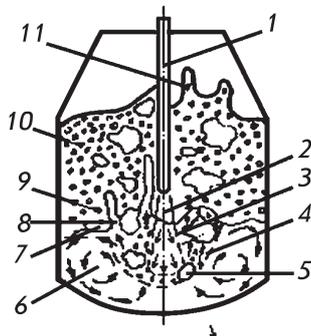


Рис. 4.16. Будова конвертерної ванни

Якщо ж розміри периферійної частини ванни значні, то можуть утворитися два цикли потоків, один із яких буде знаходитись ближче до реакційної зони, другий – ближче до стінки конвертера. Швидкість руху потоків у периферійних ділянках конвертерної ванни оцінюється тільки непрямими методами. Одержувані результати відрізняються один від одного навіть за порядком величин ( $10^{-3}$  –  $10^0$  м/с). Найбільш імовірне значення швидкості - 1 м/с.

Газові обсяги руйнуються на поверхні металеві ванни, де утворюються сплески 8. Спінений шлак 7 зменшує висоту сплесків металу, і вони можуть не виходити за межі шлакового шару. Тоді винос металу з конвертера потоком газів, що відходять, мінімальний. Руйнуючись у шлаковій фазі, сплески дробляться на краплі 9, розмір яких складає  $10^{-4}$ - $10^{-2}$  м і більше. Краплі під дією власної маси осідають у шлаку, причому, чим менший їх розмір, тим більша три-

валість осідання, в процесі якого краплі можуть коагулювати одна з одною чи зливатися з новими сплесками. Їх вміст у шлаку підвищується з ростом швидкості вигорання вуглецю, він максимальний при основності шлаку 1,5-1,7, тому що в'язкість шлаку через появу в ньому угруповань  $2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$  (двокальцієвого силікату) збільшується. У різні періоди продувки металеві краплі, що називаються корольками, складають 15-100% від маси шлаку. Після припинення продувки велика частка корольків осідає зі шлаку у ванну, але частина з них залишається у завислому стані. Осідання відбувається тим повніше, чим менша в'язкість шлаку. Корольки, що залишаються у шлаку, складають 1-10% від його маси. Втрати металу у вигляді корольків при проміжному скачуванні шлаку з конвертера в процесі продувки досягають 1%, а з кінцевим шлаком - 0,5% від металеві садки.

Газові обсяги 5, проходячи з реакційної зони, також викликають збільшення висоти шару спіненого шлаку. При несприятливому збігу обставин шар спіненого шлаку в 30-50 разів перевищує товщину неспіненого шлаку, а його рівень досягає 3-6 м від поверхні спокійної ванни (в залежності від садки конвертера). При цьому спінена шлакометалева емульсія підходить до горловини конвертера. В результаті руйнування на спіненому шлаку газових обсягів утворюються сплески шлакометалевої емульсії 11. Якщо рівень емульсії розташовується досить близько до горловини конвертера, то окремі сплески через горловину викидаються за межі агрегату. Іноді емульсія просто переливається через горловину. Це явище, що називається викидами шлаку, супроводжується втратами металу у вигляді корольків і приводить до заростання броні конвертера. Воно є небезпечним для обслуговуючого персоналу.

Важливо забезпечити необхідне перемішування металеві ванни. В результаті перемішування ванни усувається нерівномірність її хімічного складу і температури, що виникає внаслідок переважного окислювання домішок у реакційній зоні, забезпечується доставка в реакційну зону і оточуючі її обсяги металу, який містить домішки. Останнє сприяє засвоєнню кисню, що надходить у реакційну зону (оксидів заліза) на окислювання домішок.

Перемішування металу зі шлаком шляхом емульгування корольків у шлаковій фазі чи шлаку в металі створює значну поверхню розподілу метал-шлак, через яку можуть видалятися шкідливі домішки, сірка і фосфор. Так, поверхня розподілу метал-шлак у шлакометалевій емульсії у 100-1000 разів більша, ніж спокійної ванни. Перемішування металеві ванни відбувається в результаті впливу на неї окислювального газу (дуття)  $E_{\text{дутья}}$ , газоподібного продукту окислювання вуглецю  $E_{\text{вугл.}(CO)}$  і природної конвекції, що виникає при наявності градієнта густинності. Останню складову можна не розглядати, тому що її роль незначна.

Сумарна енергія, затрачувана на перемішування ванни за одиницю часу (потужність),

$$E_{\Sigma} = E_{\text{дуть}} + E_{\text{бульб}}(\text{CO}) \quad (4.16)$$

Проаналізуємо значущість цих двох складових у процесі перемішування металеві ванни. Кінетична енергія струменя окислювального газу, що вдувається,

$$E_{\text{дуть(кін.)}} = m_2 w_2^2 / 2, \quad (4.17)$$

де  $m_2$  і  $w_2$  – масові витрати газу, що вдувається, і його швидкість у місці зустрічі з металеві ванною.

Відповідно до узагальненої орієнтовної оцінки, в залежності від способів підведення дуття, близько 20-25% його енергії витрачається на надання кінетичної енергії краплям, що ежектвані і згоряють (інша енергія втрачається при непружному ударі в системі газ-рідина і на подолання архімедових сил при верхній продувці). Ця енергія передається металу при злитті з ним крапель, що рухаються, у межах вторинної реакційної зони і може бути використана на перемішування ванни. Відзначимо, що газовий струмінь відіграє роль струминного насоса, через який проходять рідкі фази ванни. Шляхом холодного моделювання встановлено, що через струмінь проходить до 1/3 усієї ванни, за даними експериментів на рідкому металі – 1/2.

При окислюванні вуглецю в реакційній зоні утворюються бульби оксиду вуглецю, що спливають на поверхню ванни. Обсяги CO ізотермічно розширюються, причому за одиницю часу відбувається робота

$$E_{\text{ізом(CO)}} = E_{\text{арх(CO)}} = P_{\text{навок}} I_z \ln[1 + (\rho_{\text{ж}} gh / P_{\text{навок}})] = KV_c \frac{T_g}{273} \ln[1 + (\rho_{\text{ж}} gh / P_{\text{навок}})] \quad (4.18)$$

де  $E_{\text{арх(CO)}}$  – робота архімедових (виштовхуючих) сил при спливанні бульб;  $P_{\text{навок}}$  – тиск у газовому середовищі над поверхнею ванни;  $I_z$  – інтенсивність газовиділення;  $h$  – середня глибина, з якої спливають бульби;  $K$  – перерахунковий коефіцієнт;  $V_c$  – швидкість вигорання вуглецю;  $T_g$  – температура ванни,  $K$ .

З ростом температури ванни і швидкості зневуглецьовування потужність перемішування ванни збільшується. Ця енергія витрачається на перемішування металу, що оточує бульби при їх розширенні і русі.

Визначаючи  $h$ , слід враховувати розташування (вгорі, внизу) і довжину реакційної зони  $L$ . У першому наближенні можна приймати  $h$  за 1/2 глибини спокійної ванни  $h_g$ . При верхній продувці вектор руху ванни від дії струменя спрямований вниз, а від дії спливаючих газових обсягів CO – вгору, тобто взаємно протилежні, що, очевидно, істотно знижує корисний вплив струменя. Відповідно до розрахунків В.І. Явойського і співробітників та інших авторів, енергія перемішування ванни спливаючими бульбами і від дії струменя дорівнює відповідно 15-25 і 2-3 кВт/т. Отже, перемішування ванни, що продувається киснем зверху, визначається в основному дією спливаючих бульб оксиду вуглецю. Експериментально виявлений напрямок руху рідини за межами реакційної зони (на рис. 4.16 показано стрілками) підтверджує це. Чим глибше струмінь кисню проникає у ванну, тим інтенсивніше вона перемішується.

При донній продувці спрямованість дії струменів, що вдуваються, і спливаючих бульб CO однакова, що поліпшує перемішування ванни в конвертерах розглянутого типу ( $E_{\text{дуть(кін.)}}$  у цьому випадку завжди позитивна). Взагалі для донної продувки

$$E_{\text{дуть}} = E_{\text{дуть(кін.)}} + E_{\text{ізом(н)}} \quad (4.19)$$

де  $E_{\text{ізом(н)}}$  – енергія перемішування за рахунок ізотермічного розширення незасвоєваних газів дуття у ванні ( $O_2, N_2$ , палива).

Величина  $E_{i_{\text{зот}(H)}}$  суттєва навіть для донної продувки киснем. Але особливо вона велика у випадку донного повітряного чи інертного дуття завдяки значному вмісту в ньому незасвоюваного газу. В результаті  $E_{\Sigma}$  складає  $\sim 60-80$  кВт/т.

Для будь-якого способу продувки металу киснем зверху чи знизу визначальний вплив на перемішування ванни справляють бульби оксиду вуглецю, тобто швидкість вигорання вуглецю, а у випадку підведення незасвоюваного газу знизу – дуття. Враховуючи те, що напрямок векторів руху від дії струменів при різних способах підведення дуття (зверху, знизу) різний, визначили: середня потужність перемішування ванни для донної продувки киснем приблизно в 1,5 раза, а повітрям - у 3-3,5 раза більша, ніж при продувці киснем зверху.

У випадку бічної продувки вектори руху, викликані основними джерелами перемішування (дуття і бульб СО), розташовані під кутом  $90^\circ$ , тобто тип їх результуючої дії проміжний між верхньою і донною подачею дуття.

При верхньому кисневому дутті зменшення вмісту вуглецю в металі до меж 0,01-0,03% викликає збільшення концентрації оксидів заліза у шлаку в діапазоні 30–40%, при донній продувці і таких самих [С] воно не перевищує 20%. У томасівському процесі вміст вуглецю в металі іноді досягав менше 0,01% при концентрації оксидів заліза у шлаку не більше 10-15%.

При виплавці сталей з особливо низьким вмістом вуглецю в ряді випадків доцільна бічна глибинна чи донна продувка сумішами газів з перемінним співвідношенням кисню й інертного газу в дутті. Чим менший вміст вуглецю у ванні на даному етапі продувки, тим більшою повинна бути концентрація інертного газу в дутті, щоб підтримати досить ефективне перемішування ванни і забезпечити видалення вуглецю з металу периферійних її ділянок без переокислювання шлаку.

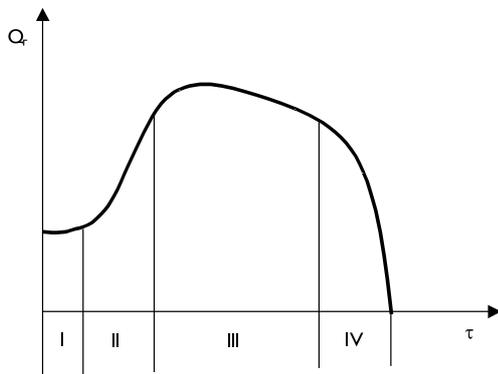


Рис. 4.17. Зміна інтенсивності газовиділення під час продувки металу в конвертері

Інтенсивність  $Q_r$  газовиділення в різні періоди конвертерної плавки залежить, як уже відзначалося, від швидкості окислювання вуглецю і змінюється в процесі продувки так, як показано схематично на рис. 4.17. На початку (фаза 1) переважно окислюються кремній і марганець, тому що температура ванни тут недостатньо висока, швидкість окислювання вуглецю й інтенсивність газовиділення невеликі. Потім, по мірі розігріву ванни і зниження концентрації кремнію і марганцю, швидкість окислювання вуглецю зростає (фаза II) і досягає максимуму (III), а в заключній фазі продувки IV, при падінні вмісту вуглецю, вона зменшується. Якісно аналогічно змінюється і потужність перемішування конвертерної ванни  $E_{\Sigma}$ . Найбільш різкі роз-

ходження  $E_{\Sigma}$  в процесі плавки спостерігаються при продувці металу киснем, коли перемішування ванни визначається дією бульб оксиду вуглецю  $E_{i_{\text{зот}(CO)}}$ .

Як характеристику інтенсивності перемішування ванни приймають так званий коефіцієнт турбулентної дифузії  $D_i^T$ , його слід розглядати як умовне поняття. У цьому випадку питома інтенсивність переносу  $i$ -го компонента  $J_i$  між точками 1 і 2 на відстані  $l$  при даному значенні  $D_i^T$  визначає різницю концентрацій  $i$ -го компонента між розглянутими точками ( $C_i^1 - C_i^2$ ) відповідно до рівняння

$$J_i = D_i^T (C_i^1 - C_i^2) / l = D_i^T \Delta C_i / l. \quad (4.20)$$

Згідно з наявними експериментальними даними, при верхній кисневій продувці в початковий період середня величина  $D_i^T$  для промислових конвертерів складає  $10^{-3} \text{ м}^2/\text{с}$ , у період інтенсивного вигорання вуглецю  $D_i^T$  зростає до  $10^{-2}-10^{-1} \text{ м}^2/\text{с}$ .

Приблизні розрахунки показують, що в межах реакційної зони (інтенсивного газоділення) величина  $D_i^T$  принаймні на порядок більша, ніж на периферійних ділянках ванни, тобто досягає  $10^{-1}-10^0 \text{ м}^2/\text{с}$ .

При кипінні мартенівської ванни, що має глибину, прирівнену до глибини конвертерної ванни,  $D_i^T$  складає  $10^{-3}-10^{-2} \text{ м}^2/\text{с}$  у зв'язку з меншими швидкістю окислювання вуглецю й інтенсивністю перемішування.

Визначальний вплив на коефіцієнти масопереносу в конвертерній (і в цілому в киплячій) ванні  $\beta_i$  (і-го елемента) робить потужність перемішування  $E_\Sigma$  і швидкість гідродинамічних потоків  $U$ , обумовлені інтенсивністю продувки і швидкістю вигорання вуглецю. У першому наближенні цей вплив може бути відображений залежністю  $\beta_i \sim U^m \sim E_\Sigma^n$ , де  $m$  і  $n$  менше одиниці.

#### 4.5. Шихтові матеріали і вимоги до них

Технологія і показники конвертерної плавки в значній мірі залежать від хімічного складу і температури чавуну, що визначаються, крім перебігу доменного процесу, умовами транспортування чавуну і його позадоменної обробки. Для киснево-конвертерного процесу застосовують чавун такого складу, %: 3,9-4,5 C; 0,5-1,0 Si; 0-1,5 Mn; 0,03-0,06 S; 0,05-0,15 P; (15-140) · 10<sup>-4</sup> азот; (0,5-3) · 10<sup>-4</sup> водень; (4-100) · 10<sup>-4</sup> кисень.

Концентрація вуглецю у чавуні в умовах доменної плавки практично не піддається регулюванню. Для практичних цілей її можна визначити за вмістом інших елементів (за даними В.Г. Воскобойникова):

$$[C] = 4,8 + 0,03[Mn] - 0,27[Si] - 0,32[P] - 0,0325[S], \text{ \%} \quad (4.21)$$

За інших рівних умов концентрація [C] у чавуні, що заливається в конвертер, відповідає стану насичення і зростає з підвищенням його температури. Остання збільшує надходження тепла на конвертерну плавку по двох лініях: за рахунок наступного окислювання C росте її фізичний і хімічний потенціал.

Вміст кремнію у чавуні впливає на масу шлаку  $M_{\text{ш}}$  і діоксиду кремнію у шлаку  $M_{\text{SiO}_2}$ . Якщо в якості охолоджувача застосовується залізна руда, то з підвищенням  $[\text{Si}]_{\text{чав}}$  значення  $M_{\text{SiO}_2}$  і  $M_{\text{ш}}$  додатково збільшується за рахунок  $\text{SiO}_2$ , що вводиться з рудою. Це обумовлює зростання витрат вапна для забезпечення заданої основності шлаку  $B = (\text{CaO})/(\text{SiO}_2)$ , втрат заліза зі шлаком і викидами, зниження стійкості футеровки і виходу рідкої сталі. При незмінних витратах вапна підвищення  $[\text{Si}]_{\text{чав}}$  приводить до зниження  $B$ , що погіршує дефосфорацію і десульфуріацію металу.

Якщо  $[\text{Si}]_{\text{чав}}$  нижче оптимальної величини, то шлакоутворення на початку продувки сповільнюється, тому що швидкість розчинення вапна при низькій температурі шлаку і незначній  $M_{\text{SiO}_2}$  мала. У випадку тонкого шару шлаку збільшується час продувки оголеного металу, подовжується "безшлаковий період", що сприяє заметалюванню і прогару фурм, збільшенню пиловиділення і виносу крапель металу. При невеликій  $M_{\text{ш}}$  шкідливі домішки з металу усуваються гірше. За умовами доменного процесу, зниження  $[\text{Si}]_{\text{чав}}$  непрямо приводить до зростання  $[\text{S}]_{\text{чав}}$ , що обумовлено відносно холодним перебігом доменної плавки. Існує оптимальне  $[\text{Si}]_{\text{чав}}$ , що складає при охолодженні ванни рудою 0,3-0,5%, а при охолодженні бруттом - 0,5-0,6%. В останньому випадку визначене підвищення  $[\text{Si}]_{\text{чав}}$  корисне, тому що забезпечує збільшення частки брухту в металевій шихті.

При високому вмісті марганцю у чавуні істотно поліпшуються шлакоутворення і десульфурація металу, але посилюється його угар. Якщо  $[Mn]_{\text{чав}}$  дуже низький, спостерігається заметалювання фурм, оскільки шлак на початку продувки густий. Виплавка маломарганцевистих чавунів досить економічна. Сукупна максимальна ефективність у процесах виплавки чавуну і конвертерної сталі досягається при  $[Mn]_{\text{чав}}=0,5-0,6\%$ .

Ступінь десульфурації металу в кисневому конвертері близько 30%. Тому припустимий вміст сірки у чавуні  $[S]_{\text{чав}}=0,04-0,05\%$ .

Вміст фосфору у чавуні  $[P]_{\text{чав}}>0,2\%$  значно ускладнює технологію плавки. Для одержання високоякісної сталі, в якій  $[P]<0,02\%$ , необхідно в середині продувки скачувати шлак і наводити новий, що знижує продуктивність конвертера, вихід рідкої сталі і стійкість футеровки. У ряді випадків виплавка чавуну з підвищеним  $[P]$  виправдовує себе необхідністю розширення сировинної бази доменних печей (використовуються фосфористі руди) і одержанням фосфатшлаків для удобрення полів.

Якщо  $[P]_{\text{чав}} < 0,15\%$ , то можна працювати без спуску первинного шлаку, тому що навіть при порівняно невеликому коефіцієнті розподілу  $L_p = (P_2O_5)/[P] = 100$  і кількості шлаку 10% від цієї маси металу залишкова концентрація  $[P] < 0,02\%$ .

Десульфурацію чавуну раніше застосовували для зниження вмісту сірки у чавуні до необхідного рівня при розладі ходу доменної печі. В останні 10-15 років у зв'язку з підвищенням вимог до якості сталі і поліпшенням технології доменної плавки основною задачею десульфурації чавуну стало забезпечення можливості виробництва низькосірчистих сталей. Якщо для вирішення першої задачі доцільно було проводити десульфурацію в чавуновозних ковшах, то для вирішення другої – раціональніше використовувати заливальні ковші конвертерного цеху чи ковші міксерного типу. У цьому випадку легко забезпечити заданий вміст сірки у чавуні на визначену плавку.

Як реагенти для десульфурації чавуну використовують магній – гранульований, чушковий і пасивований, змішаний з доломітом чи коксом, карбід кальцію, вапно, соду, їх суміші. Зіставлення різних реагентів показує, що найбільш поширеним є гранульований магній. При його використанні можна досягти концентрацій сірки до 0,002% при мінімальних витратах на десульфурацію реагенту, без зниження температури чавуну. Крім того, застосовувати магній краще, з погляду екології і техніки безпеки (застосування карбиду кальцію, соди, вапна супроводжується значними шкідливими виділеннями), при цьому не відбувається істотного зносу футеровки чавуновозних ковшів, що спостерігається при використанні соди.

За кордоном активно ведуться роботи з комплексної обробки чавуну з одночасним видаленням кремнію, фосфору і сірки.

Десиліконізація чавуну здійснюється або на жолобі доменної печі, або у чавуновозному ковші вдуванням кисню, присадкою флюсів чи комбінацією цих способів, причому витрати флюсів (агломерат, окалина) складає 30-50 кг/т чавуну. Ціль такої обробки – зниження вмісту кремнію до 0,10-0,15%. Одночасно зменшується концентрація вуглецю на 0,05-0,20% і марганцю - на 0,10-0,30%. Температура чавуну після обробки флюсами знижується, а після обробки киснем – дещо підвищується.

Дефосфорацію і десульфурацію чавуну проводять після видалення шлаку (від десиліконізації) у чавуновозних, заливальних ковшах чи ковшах міксерного типу або вдуванням флюсів одночасно із вдуванням кисню зверху і (чи) вдуванням азоту знизу та механічним перемішуванням чавуну. Як флюси використовують  $CaO$ ,  $FeO$ ,  $CaF_2$ ,  $CaCl_2$ ,  $Na_2CO_3$ . Витрати флюсів складають 30-50 кг/т чавуну. Вміст фосфору в процесі обробки зменшується з 0,10-0,15 до 0,01-0,02%, сірки - з 0,01-0,06 до 0,002-0,02%, кремнію - до 0,01-0,05%, марганцю - на 0,08-0,10%, вуглецю - на 0,2-0,4%, температура чавуну знижується на 40-120°C.

При обробці такого чавуну в конвертерах істотно поліпшуються показники конвертерної плавки – скорочуються витрати вапна, кисню, металошихти, підвищується продуктивність,

поліпшується якість сталі (більш низький вміст сірки, фосфору, азоту, водню), однак витрати рідкого чавуну при цьому збільшуються на 100-150 кг/т сталі.

Технологія повинна забезпечувати мінімальне вилучення доменного шлаку з чавуновозного ковша, обов'язкове скачування шлаку після позадоменної обробки чавуну.

Надходження доменного шлаку в конвертер змушує витратити додаткову кількість вапна, приводить до збільшення витрат чавуну і металошихти в цілому, підвищення маси кінцевого конвертерного шлаку і зростання вмісту сірки в сталі, а надходження шлаку після позадоменної обробки чавуну позбавляє її сенсу.

Найбільш раціональний спосіб скачування шлаку – двостадійний: з чавуновозних ковшів відразу ж після позадоменної обробки чавуну і з заливальних ковшів перед зливанням чавуну в конвертер.

У доменних і міксерних шлаках при постачанні чавуну без обробки міститься 44-50%  $\text{SiO}_2$ , 5-7%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , 19-23%  $\text{CaO}$ , 2-8%  $\text{MgO}$ , 0,30-0,45% S.

Конвертерні цехи забезпечуються рідким чавуном за двома схемами:

- 1) доменний цех – міксерне відділення – конвертер;
- 2) доменний цех – ділянка переливання чавуну в заливальний ківш – конвертер.

За першою схемою чавун подають у міксерне відділення у відкритих чавуновозних ковшах ємкістю, що не перевищує 140 т. З них чавун зливають у міксери ємкістю 600, 1300 і 2500 т, які служать для усереднення чавуну по домішках і температурі перед заливанням у конвертер. Міксери опалюються, але тільки для компенсації в них теплових втрат. За другою схемою чавун із доменного цеху в конвертерний надходить у закритих ковшах міксерного типу ("пересувні міксери") ємкістю від 150 до 600 т. Зниження температури чавуну при його транспортуванні в значній мірі визначається ємкістю ковшів і ступенем їх заповнення. При заміні 140-тонних чавуновозних ковшів 400-тонними ковшами міксерного типу температура чавуну в заливальному ковші конвертерного цеху зростає на 70-100°C, тому другий спосіб подачі чавуну кращий. Тим більше, що наявні міксери часто не виконують основної своєї задачі – усереднення складу чавуну, і коливання вмісту кремнію, марганцю і сірки в чавуні після міксера такі ж, як і в чавуні, що заливається у міксер. Слід зазначити, що успішна робота конвертерного цеху вимагає забезпечення рівного ходу доменних печей і мінімальних коливань складу і температури чавуну.

Сталевий брухт служить охолоджувачем ванни. Кількість присаджуваного брухту визначається надлишком тепла у процесі і коливається в межах 23-27% від маси металеві шихти. У брухті не повинно бути кусків товщиною понад 300 мм, кольорових металів, сміття і вибухонебезпечних матеріалів, великої кількості іржі. Великі куски слід подрібнювати, щоб вони не ушкоджували футеровку при завантаженні і встигали розчинитися в рідкому металі до кінця продувки. Легковаговий брухт і стружку необхідно завалювати в конвертер не більше 20% від загальної кількості, а решту – пакетувати, тому що при використанні непакетованого брухту збільшується час завалки і значно знижується температура ванни на початку продувки через швидке нагрівання брухту в чавуні. Розміри пакетів не повинні перевищувати 2000x1000x700 мм при щільності не нижче 1800 кг/м<sup>3</sup>. Брухт іноді замінюють металізованими окотишами, крицею чи губчастим залізом. Їх можна вводити (безперервно чи порціями) в процесі плавки без припинення продувки через тракт надходження неметалевої шихти.

Таким же способом і з зазначеними перевагами можна вводити в конвертер здрібнену стружку і фрагментований брухт.

Залізну руду, агломерат, окотиші (чи брикети) із руди (чи концентрату) і прокатну окатину використовують у якості сипучих охолоджувачів – "твердих окислювачів". Їх можна завантажувати в конвертер без припинення продувки (цикл плавки скорочується на 5-10%), вони поліпшують шлакоутворення (оксиди заліза допомагають розчиненню вапна), усувають різке охолодження ванни на початку плавки (спостерігається при охолодженні брухтом, що завантажуються однією порцією), забезпечують пригар металу в результаті відновлення заліза з його оксидів.

У той же час сипучі охолоджувачі створюють не досить постійний охолоджувальний ефект, що знижує точність регулювання температури металу; сприяють бурхливому розвитку процесу розчинення, збільшуючи викиди і знижуючи вихід рідкої сталі; підвищують частку чавуну в шихті, вміст  $\text{SiO}_2$  і  $\text{P}_2\text{O}_5$  у шлаку, витрати вапна та інших флюсів, кількість шлаку, втрати заліза зі шлаком і знос футеровки.

Вміст оксидів заліза в сипучих охолоджувачах повинен бути високим, а кремнезему (менше 8%), вологи, сірки і дрібних фракцій – низьким. Порошкоподібну руду необхідно вдувати в метал, оскільки при звичайному методі введення вона виноситься газами із порожнини конвертера. Окалина, а також виготовлені з високоякісних рудних концентратів агломерат, окотиші і брикети містять менше 2,5%  $\text{SiO}_2$ , тому їх застосовують частіше, ніж непідготовлену руду. Крім перерахованих вище охолоджувачів, іноді використовують вапняк і водяну пару. Однак вони знижують вихід рідкої сталі, підсилюючи викиди, і приводять до деякого збільшення  $[\text{H}]$  (при введенні пари).

В якості шлакоутворюючих матеріалів у киснево-конвертерному процесі застосовують вапно (іноді вапняк), боксит, плавиковий шпат.

Вапно впливає на шлакоутворення, дефосфорацію, десульфурацію металу і, в остаточному підсумку, на його якість. Воно повинне бути свіжообпаленим, містити мінімальну кількість сірки (не більше 0,1%) і мати високу здатність флюсування ( $\text{SiO}_2 < 3\%$ ). Оптимальні розміри кусків - 10-40 мм. Великі куски повільно розчиняються у шлаку, дрібні частки виносяться при продувці ванни. Найвища реакційна здатність вапна досягається при м'якому випалі вапняку, в результаті якого утворюються дрібні кристали розміром менше 2 мкм з дефектами ґрати, забезпечує значну пористість кусків. При порівняно високотемпературному твердому ("мертвому") випалі значної тривалості пористість вапна незначна, тому що зрощені кристали мають великі розміри. Величина втрат при прожарюванні повинна бути невеликою, тому що вона характеризує кількість недисоційованого вапняку у вапні і поглиненої ним вологи з атмосфери й обумовлює додаткові витрати тепла у ванні. Втрати при прожарюванні в межах 3-5% корисні. У цьому випадку підсилюється барботаж шлаку бульбами  $\text{CO}$ , що сприяє кращому розтріскуванню кусків вапна і прискоренню його розчинення у шлаку.

Висока якість вапна (рівномірні сполука і структура, великі пористість і реакційна здатність) забезпечується при випалюванні вапняку в обертових печах чи в агрегатах киплячого шару. Мінімальне  $S_{\text{вап}}$  досягається при випалюванні вапняку природним газом, максимальне (0,3% і більше) – при використанні для випалу коксу, антрацити і не очищеного від сірки коксового газу в шахтних печах.

Боксит і плавиковий шпат застосовують для прискорення розчинення оксиду кальцію у шлаку і зменшення його в'язкості. Головна складова бокситу – глинозем (близько 50%). Недоліком бокситу є наявність у ньому вологи і кремнезему (іноді понад 20%). Останній знижує основність шлаку і стійкість футеровки. Витрати бокситу складають 0,5-1% від маси металевої шихти.

В даний час у всіх киснево-конвертерних цехах країни замість бокситу застосовують плавиковий шпат (основна складова –  $\text{CaF}_2$ ), що містить не більше 5%  $\text{SiO}_2$ . При порівняно малих витратах цього розріджувача шлаку (не більше 0,3% від маси металу) вапно швидко розчиняється і формується рідкорухомий високоосновний шлак.

Синтетичні комплексні шлакоутворюючі матеріали особливо перспективні в киснево-конвертерному процесі. Вони виготовляються у вигляді "озалізного" вапна, вкритого кіркою оксидів заліза під час випалу в обертовій печі, брикетів, окотишів, високоосновного агломерату з порошкоподібних сумішей рудного концентрату і вапна чи вапняку, іноді – вугільного пилу. Присадка таких матеріалів, що мають низьку температуру плавлення (нижче  $1250^\circ\text{C}$ ), в якості охолоджувачів і замість частини вапна дозволяє прискорити шлакоутворення, дефосфорацію і десульфурацію сталі.

#### 4.6. Особливості окислювання і виведення домішок

У кисневому конвертері продувка має два періоди при виплавці середньо- і високовуглецевих сталей і три – у випадку виробництва низьковуглецевих сталей, але без чітких меж між періодами (рис. 4.18). У першому періоді швидко окислюються кремній (до сотих відсотка), марганець і фосфор (до концентрації, що залежить від складу шлаку і температури), уповільнено – вуглець. У другому періоді інтенсивно окислюється вуглець, а вміст марганцю і фосфору майже стабільний (наприкінці періоду відновлюється певна кількість Mn і P внаслідок підвищення температури). У третьому періоді продувки швидко окислюється і переходить у шлак залізо. У зв'язку з ростом (FeO) окислювання марганцю і фосфору прискорюється, а вуглецю - сповільнюється через низький його вміст.

##### Окислювання кремнію

Кремній завдяки високій спорідненості до кисню інтенсивно окислюється з першої хвилини продувки за реакцією  $[Si] + 2(FeO) = (SiO_2) + 2Fe$ , що відбувається, в основному, у вторинній реакційній зоні, а також на межі шлак-метал. Значить,

$$[Si] = a_{(SiO_2)} / a_{(FeO)}^2 \cdot K_{Si} \quad (4.22)$$

Окислюванню кремнію сприяє мала  $a_{(SiO_2)}$ , високі  $a_{(FeO)}$  і константа рівноваги  $K_{Si}$  (низька температура ванни).

Як видно з рис. 4.18, у киснево-конвертерному процесі кремній найбільш енергійно окислюється протягом перших 20% часу продувки. В основному шлаку  $a_{(SiO_2)}$  дуже мала навіть при порівняно низькій основності ( $B = 1-1,5$ ). У сполученні з високими значеннями  $K_{Si}$  реакції  $[Si] + 2(FeO) = (SiO_2) + 2[Fe]$  (при відносно низькій температурі ванни на початку продувки) і  $a_{(FeO)}$  мале значення  $a_{(SiO_2)}$  зумовлює практично повне окислювання кремнію.

У процесі продувки кремній помітно не відновлюється із шлаку в метал навіть у період інтенсивного зневуглецювання, тому що зниження  $K_{Si}$  (при підвищенні температури) і  $a_{(FeO)}$  з надлишком компенсується зменшенням  $a_{(SiO_2)}$  в результаті збільшення основності шлаку і перебігу реакції  $(SiO_2) + 2(CaO) = 2CaO \cdot SiO_2$ , росту міцності силікатів кальцію і падіння концентрації у шлаку вільної  $SiO_2$ .

##### Окислювання – відновлення марганцю

У початковому періоді продувки марганець швидко окислюється, що обумовлено низькою температурою (висока константа рівноваги  $K_{Mn}$  реакції  $[Mn] + (FeO) = (MnO) + [Fe]$ ), великою  $a_{(FeO)}$  і малою  $a_{(MnO)}$ . В міру підйому температури, підвищення (MnO) і зниження (FeO) швидкість окислювання марганцю падає через уповіль-

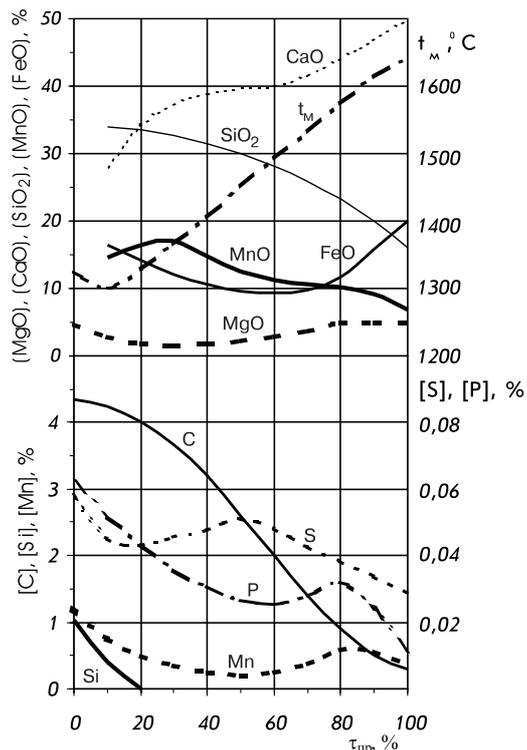


Рис. 4.18. Зміна складу металу і шлаку, температури металу під час продувки мартенівського чавуну на низьковуглецеву сталь (садка конвертера 350 т, витрати брухту 280 кг/т)

нення масопереносу у граничних шарах металу і шлаку. При цьому система метал-шлак наближається до рівноваги (однак остання цілком не досягається), а вміст марганцю в металі – до величини

$$[Mn]_{\text{рівн.ш.}} = (MnO) \gamma_{MnO} / (FeO) \gamma_{(FeO)} \cdot K_{Mn} \quad (4.23)$$

У середині продувки [Mn] стабілізується, а потім відновлюється до визначеної величини, що одержала назву "марганцевий горб".

На основі рівняння (4.23) можна пояснити відновлення марганцю зі шлаку в метал (див. рис. 4.18) наприкінці другого періоду продувки. У цей час через розведення оксиду марганцю оксидами кальцію і заліза (MnO) знижується.

Однак зменшення  $K_{Mn}$  у зв'язку з ростом температури і збільшення коефіцієнта активності  $\gamma_{MnO}$  через підвищення основності шлаку превалює над зниженням (MnO), що приводить до збільшення [Mn]. Слід також враховувати знижену концентрацію (FeO) у шарі шлаку, що прилягає до металу, в період інтенсивного окислювання вуглецю і розкислювальну дію вуглецю.

При низькому [C] у готовій сталі заключна частина киснево-конвертерного процесу супроводжується окислюванням марганцю, що пояснюється значним збільшенням (FeO) наприкінці плавки.

#### Окислювання вуглецю

Максимальна швидкість вигорання вуглецю досягається після повного окислювання кремнію і завершення початкового періоду часткового окислювання Mn і P. У цей час (20-25% тривалості продувки) термодинамічні і масообмінні умови реакції вуглецю дуже сприятливі і на його окислювання використовується не тільки кисень дуття, що надійшов у ванну, але й значна частина раніше накопиченого у шлаку закису заліза, що підтверджується одночасним ростом  $V_C$  і зниженням (FeO) (див. рис. 4.18).

Величина  $V_C$  визначається, у першу чергу, інтенсивністю продувки (рис. 4.19), а також коефіцієнтом використання кисню дуття  $K_{\text{вик}}$ , значення якого залежить від конструкції і положення фурми, від стану шлаку. Максимальну  $V_C$  можна розрахувати за формулою

$$V_{C_{\text{макс}}} = K_{\text{вик.макс}} \cdot 0,1 \cdot 12/11,2 I_{O_2} \approx 0,1 I_{O_2} [\%C]_{\text{мін}} \quad (4.24)$$

де  $K_{\text{вик.макс}} = 1 - 0,05 - 0,05 = 0,9$  – максимальний коефіцієнт використання кисню дуття; 0,05 – частка втрат кисню на часткове окислювання CO до CO<sub>2</sub>; 0,05 – частка втрат кисню на окислювання до Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> випаруваного заліза, кількість якого складає близько 0,2 кг на м<sup>3</sup> O<sub>2</sub>; 12/11,2 – маса вуглецю, кг/м<sup>3</sup> O<sub>2</sub>, окисленого по сумарній реакції [C]+0,5{O<sub>2</sub>}={CO}.

У випадку  $I_{O_2} = 2-6 \text{ м}^3/(\text{т} \cdot \text{хв})$   $V_{C_{\text{макс}}}$  змінюється від 0,2 до 0,6% C/хв. При [C] нижче концентрації 0,2-0,3%, названої критичною,  $V_C$  зменшується за рахунок витрат значної частки кисню дуття на збільшення вмісту кисню в металі і FeO у шлаку. Якщо [C]=0,05%, значення  $V_C$  складає при  $I_{O_2} = 2-6 \text{ м}^3/(\text{т} \cdot \text{хв})$  всього 0,03-0,1[%] /хв.

У процесі продувки металу в кисневих конвертерах швидкість окислювання вуглецю  $V_C$  значно змінюється (див. рис. 4.19). На початку продувки при низькій середній температурі ванни  $V_C$  невелика. Це пояснюється гальмуючим

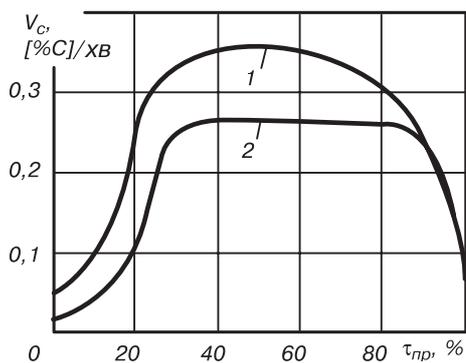


Рис. 4.19. Зміна швидкості окислення вуглецю в конвертерній ванні під час продувки з інтенсивністю 4 (1) і 3 (2) м<sup>3</sup>/т·хв

впливом на зневуглецьовування інтенсивних процесів окислювання марганцю і особливо кремнію. Останній у період, що розглядається, визначає вміст кисню в металі і підтримує його майже у всьому обсязі ванни на дуже низькому рівні, утруднюючи утворення бульб CO і скипання ванни. Окислювання вуглецю може відбуватися тільки в первинній реакційній зоні і в прилягаючих до неї обсягах металу, де температура ванни досить висока (1450-1500°C).

У подальшому перебігу плавки, в міру зниження вмісту кремнію в металі і підвищення середньої температури ванни, зона активного зневуглецьовування збільшується, і кипіння поширюється на весь обсяг ванни. Відповідно зростає середня швидкість окислювання вуглецю у ванні. Найбільш інтенсивне зростання швидкості окислювання вуглецю спостерігається при досягненні середньої температури ванни 1450-1500°C (приблизно в середині продувки). Після 3-5 хв. продувки практично весь введений у ванну кисень витрачається на окислювання вуглецю, і тому швидкість зневуглецьовування визначається витратами газоподібного кисню за одиницю часу. Частина кисню на окислювання вуглецю в цей період надходить також зі шлаку. У період інтенсивного зневуглецьовування, тобто протягом основної частини плавки спостерігається мінімальний вміст оксидів заліза у шлаку (див. рис. 4.18), тому що підвищення температури ванни та інтенсивне її перемішування бульбами CO сприяє відновленню заліза з (FeO), вміст розчиненого в металі кисню регулюється процесом зневуглецьовування.

Наприкінці продувки на низьковуглецеву сталь, в міру зниження вмісту вуглецю в металі, особливо при [C]<0,2%, швидкість його окислювання знижується, що обумовлено скороченням масопотоку вуглецю до місця реакції і, відповідно, збільшується вміст кисню в металі й оксидів заліза у шлаку.

При розосередженні кисневого дуття (збільшенні числа сопел у фурмі) окислювання вуглецю проходить більш рівномірно не тільки в робочому просторі, але і в процесі плавки у зв'язку з охопленням реакційною зоною великих обсягів рідкого металу.

#### Окислювання фосфору

На відміну від конвертерних процесів із донною продувкою при верхньому дутті фосфор окислюється при високому [C] (див. рис. 4.18). Це визначається термодинамікою і кінетикою реакцій:  $2[P]+5(FeO)+3(CaO) = (3CaO \cdot P_2O_5)+5[Fe]$ ;  $2[P]+5(FeO)+4(CaO) = (4CaO \cdot P_2O_5)+5[Fe]$ .

Заміна оксиду кальцію закисом марганцю, і особливо оксидом магнію, погіршує дефосфорацію. З точки зору іонної теорії шлаку, це пов'язано зі зменшенням радіуса катіонів, підсиленням їх взаємодії з аніонами  $PO_4^{3-}$ , ослабленням розвитку мікронеоднорідності, що приводить до зменшення міцності аніонів  $PO_4^{3-}$  і збільшення їх активності. Розміри іонів  $Mg^{2+}$ ,  $Mn^{2+}$ ,  $Ca^{2+}$ ,  $Sr^{2+}$ ,  $Ba^{2+}$  відповідно дорівнюють, нм: 0,078; 0,091; 0,106; 0,127; 0,143. Тому дефосфоруєча здатність оксидів зростає у напрямку  $MgO \rightarrow MnO \rightarrow CaO \rightarrow SrO \rightarrow BaO$ .

Оскільки при рівновазі металу зі шлаком

$$[P]_{\text{рівн.ш.}} = \sqrt{a_{(4CaO \cdot P_2O_5)} / K_p a_{(FeO)}^5 \cdot a_{(CaO)}^4}, \quad (4.25)$$

то з ростом  $a_{(FeO)}$  і  $a_{(CaO)}$  і зниженням  $a_{(4CaO \cdot P_2O_5)}$  зменшується залишковий вміст фосфору в металі. Одночасно прискорюється дефосфорація сталі у зв'язку з підвищенням інтенсивності масопереносу фосфору з обсягу металу до поверхні його контакту зі шлаком.

Підвищення температури ванни  $T_v$  негативно впливає на ступінь і швидкість дефосфорації металу лише за інших однакових умов (через зниження  $K_p$ ). Однак при високій  $T_v$  дефосфорацію можна поліпшити шляхом збільшення  $a_{(FeO)}$  і  $a_{(CaO)}$ . Існує тісний зв'язок між зміною вмісту фосфору в металі і динамікою шлакоутворення.

У першому періоді продувки (див. рис. 4.18) спостерігається швидке окислювання фосфору, обумовлене тим, що вплив високої  $a_{(FeO)}$ , яка забезпечується підйомом фурми і великої  $K_p$  (через низьку температуру металу) з надлишком компенсує зворотний вплив низької  $a_{(CaO)}$ . Окислювання фосфору продовжується і в першій половині другого періоду

продувки, коли падіння  $a_{(FeO)}$ , через швидке окислювання вуглецю, і  $K_p$ , у зв'язку з підвищенням температури, з надлишком компенсується ростом  $a_{(CaO)}$  внаслідок швидкого розчинення оксиду кальцію у шлаку.

У другій половині другого періоду продувки спостерігається стабілізація концентрації фосфору і навіть деяке його відновлення зі шлаку в метал. Таке поведіння фосфору обумовлене зниженням  $a_{(FeO)}$ , зростанням температури (зменшенням  $K_p$ ) і спорідненістю вуглецю до кисню й уповільненням підйому  $a_{(CaO)}$  (при низькій  $a_{(FeO)}$  різко гальмується розчинення вапна у шлаку). Наприкінці другого періоду продувки відновлюється окислювання фосфору, що безперервно відбувається протягом усього третього періоду.

Висока температура ванни в кінцевій стадії продувки термодинамічно несприятлива для дефосфорації через зниження  $K_p$ . Однак прискорення розчинення вапна (різке збільшення  $a_{(CaO)}$ ) і ріст  $a_{(FeO)}$ , особливо при виплавці маловуглецевої сталі, впливають більше на [P], ніж зменшення  $K_p$ . В остаточному підсумку, при високій основності шлаку ( $B \geq 2,5$ ) і  $(FeO) > 15\%$  відбувається досить глибока дефосфорація металу ( $[P] < 0,01\%$ ). Найбільш інтенсивно фосфор переходить із металу у шлак на початку і наприкінці продувки в періоди активного розчинення вапна.

Коефіцієнт розподілу фосфору між шлаком і металом  $L_p = (P_2O_5) / [P]$  наприкінці киснево-конвертерного процесу коливається в межах 200-400 (збільшується з ростом  $a_{(FeO)}$  і основності шлаку). У зв'язку з високими значеннями  $L_p$  рівень дефосфорації металу великий, особливо при спуску і заміні первинного шлаку, і складає 80-90%.

При випуску шлаку у ківш можливе відновлення фосфору (рефосфорація) в результаті взаємодії вуглецю металу і елементів-розкислювачів зі шлаком. Зниження  $(FeO)$  і основності шлаку (останнє за рахунок розчинення у шлаку кладки ковша) зрушує вліво рівновагу реакції окислювання фосфору. Щоб уникнути цього, застосовують різні способи відсікання шлаку. Під час випуску сталі через лютку конвертер максимально нахилиють у бік ковша, не допускаючи зливу шлаку через горловину. В момент закінчення зливу металу і появи в отворі шлаку конвертер повертають у зворотний бік. Останнім часом для відсікання шлаку широко використовують додаткові заходи (розд. 8).

#### **Видалення сірки**

Сутність різних способів знесірчення полягає у зв'язуванні сірки, яка міститься в металі, у сульфіді  $MgS$ ,  $MnS$ ,  $CaS$ ,  $Na_2S$  та ін., слабка розчинність яких у металі забезпечує виділення сірки у вигляді сульфідних включень чи перехід її у шлак.

Знесірчувана здатність оксидів, наявних у конвертерних шлаках, зменшується у послідовності:  $CaO$ ,  $MnO$ ,  $MgO$ . Реакції знесірчення шлаком:  $[FeS] + (CaO) = (CaS) + (FeO)$ ;  $[FeS] + (MnO) = (MnS) + (FeO)$  і  $[FeS] + (MgO) = (MgS) + (FeO)$  є реакціями заміщення, що відбуваються з деяким поглинанням тепла. Сіркопоглинаючу здатність шлаку оцінюють коефіцієнтом розподілу сірки між шлаком і металом

$$\eta_s = (S) / [S] = k_s \cdot a_{(MnO)} \cdot \gamma_{[S]} / a_{(FeO)} \cdot \gamma_{(S)} \quad (4.26)$$

У первинній реакційній зоні можливе пряме окислювання сірки в поверхневих шарах метал-кисень (при тотальному спалюванні металу). Елементарний розрахунок показує, що при загальних витратах кисню на продувку  $50 \text{ м}^3/\text{т}$  сірка, окислена в зоні дуття, складає 40-50% від усієї маси вилученої сірки (до 25% сірки шихти).

У реальних умовах процесу при спливанні значної кількості  $SO_2$  у ділянках металу і шлаку, розташованих за межами первинної реакційної зони,  $SO_2$  частково відновлюється за реакціями  $\{SO_2\} + 4(FeO) = [S] + 2(Fe_2O_3)$ ;  $\{SO_2\} = [S] + 2[O]$  та ін. З цієї причини зазначені вище розрахункові кількості вилученої у газ сірки реалізуються в більшій мірі лише при поверхневій (бічній) продувці, коли струмінь окислювального газу неглибоко проникає у метал.

У конвертері з верхнім дуттям, за даними різних досліджень, у газову фазу переходить від 5 до 15% загальної кількості сірки, що видаляється за плавку. Отже, сірка надходить із металу переважно у шлак, де створює сульфіді, побудовані з іонів.

Із наведених рівнянь реакцій і (4.26) випливає, що зростання  $\eta_S$  і сіркопоглинаючої здатності шлаку обумовлено підвищенням активності оксиду кальцію і зниженням активності закису заліза у шлаку, а також наявністю в металі елементів, що збільшують коефіцієнт активності сірки (С, Р, Si). Сірка з металу успішно видаляється основним шлаком з малою (<1%) концентрацією закису заліза (рис. 4.20). Такий шлак отримується лише в доменних та електросталеплавильних печах і в сталерозливному ковші при розкисненні в ньому сталі. У звичайній окислювальній плавці шлак містить

більше 5% оксидів заліза, і тому умови конвертерних і мартенівських плавок у цілому несприятливі для десульфурації.  $\eta_S$  у кінці плавки коливається в межах 4-7. При концентрації 7-20% закис заліза слабо впливає на рівноважний розподіл сірки в системі метал-шлак, тому що в цьому випадку змінюється не тільки (FeO), але й коефіцієнти активності компонентів у шлаку. У розглянутому діапазоні превалює кінетичний вплив (FeO) на десульфурацію (різниця у в'язкості шлаку, швидкості розчинення вапна). З підвищенням температури константа рівноваги  $K_S$  збільшується, що сприяє знесірченню, але, в основному, вплив температури на видалення сірки пов'язаний зі зміною кінетичних умов процесу.

Особливо ефективно знесірчення металу відбувається при основності  $\frac{CaO}{SiO_2} > 2$  (рис. 4.20).

При надмірно високій основності (>3-3,5) вміст оксиду кальцію у шлаку звичайно досягає крайньої межі насичення, шлак стає гетерогенним і густим, що знижує його активність і десульфуруючу здатність.

Видалення сірки в перші 20% часу продувки (рис. 4.18) обумовлено гомогенністю шлаку (величина (FeO) достатня для розрідження малоосновного шлаку), високими вмістами у металі вуглецю і кремнію, при яких коефіцієнт активності сірки в металевому розплаві значно більший одиниці.

Стабільність [S] і навіть деяка ресульфурація в період між 20 і 60% часу від початку продувки збігаються зі зниженням у шлаку вмісту оксидів заліза, а прискорення десульфурації наприкінці плавки – з різким збільшенням  $\Sigma(FeO)$ . Це свідчить про те, що окисленість шлаку впливає на десульфурацію металу, хоча (FeO) негативно впливає на термодинаміку процесу. Дані багатьох виробничих плавки показали, що зростання (FeO) і відношення (FeO)/(CaO) до оптимального значення (близько 0,3) сприяє підвищенню фактичного  $\eta_S$  і зниженню [S] наприкінці продувки, що обумовлено одержанням гомогенного високоосновного шлаку.

У зв'язку з тим, що рівень десульфурації звичайно складає 30-40% і рідко перевищує 50%, виплавка сталі зі зниженим вмістом сірки ([S] ≤ 0,01%) можлива лише при використанні десульфурованого у ковші чавуну, застосуванні шлакоскочуючих машин, наведенні високоосновного шлаку, використанні безсірчастого брукхту і вапна та позапічної десульфурації сталі.

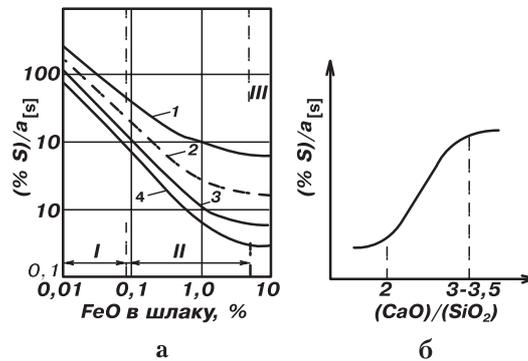


Рис. 4.20. Залежність  $\eta_S$  від окисленості (а) та основності (б) шлаків системи  $CaO-SiO_2-Al_2O_3-FeO$  при 1500-1700°C; основність шлаків дорівнює 2,5 (1), 1,0 (2), 0,5 (3), 0,3 (4); I - доменний шлак; II - шлаки електропічної відновлюваної плавки і в ковші при розкисненні конвертерної сталі; III - сталеплавильні шлаки

### 4.7. Шлакоутворення

Шлакоутворення є найважливішою складовою технології конвертерної плавки. Воно визначає процес дефосфорації, знесірчення металу, істотно впливає на стійкість футеровки. Раннє утворення активного основного шлаку, який на час інтенсивного окислювання вуглецю вкриває метал досить товстим шаром, супроводжується звичайно значним зменшенням виносу і викидів металу. У викидах міститься до 65% металевої фази. Повільне шлакоутворення викликає перевитрати вапна, хоча не завжди забезпечується необхідний рівень (глибина) десульфурзації і дефосфорації металу. У звичайних умовах плавки шлакоутворення найчастіше проходить з недостатньою швидкістю, що приводить до неповного засвоєння вапна шлаком (60-90%) і затягування процесів видалення шкідливих домішок.

Актуальність питання поліпшення шлакоутворення зростає при збільшенні частки брухту в металошихті, що дещо погіршує умови формування шлаку внаслідок зниження температури ванни на більшій частині плавки (рис. 4.21). Швидкість шлакоутворення істотно залежить від якості застосовуваного брухту (розміру кусків, щільності, насипної ваги), а також від співвідношення різних видів брухту і їх взаємного розташування в конвертерній ванні. Умови шлакоутворення бувають найгіршими при використанні лише великовагового брухту і при завалці легкового брухту під великоваговий, що часто відбувається на практиці.

Умови шлакоутворення останнім часом ускладнились у зв'язку зі зменшенням вмісту марганцю в чавуні, освоєнням переділу чавуну з підвищеним вмістом фосфору, дефіцитом плавикового шпату й інтенсифікацією продувки, при якій підвищення швидкості масопереносу і шлакоутворення (без вжиття спеціальних заходів) в деякій мірі відстає від зростання швидкості окислювання домішок (рис. 4.22). Проте найважливішою технологічною метою процесу у всіх випадках є одержання до кінця плавки шлаків, насичених вапном і з достатньою рідкотекучістю. При забезпеченні цього майже для всіх реакцій наприкінці плавки досягається стан рівноваги чи близький до неї, що особливо необхідно для одержання максимального ступеня видалення шкідливих домішок.

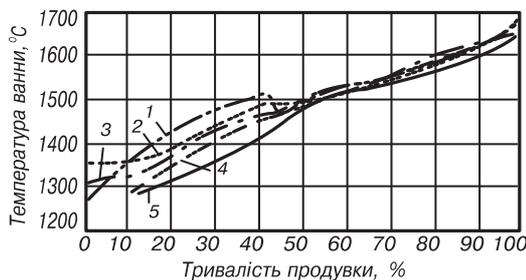


Рис. 4.21. Температурний режим промислових плавок при охолодженні: 1 - рудою; 2 - рудою і вапняком; 3 - брухтом (160 кг/т сталі) і рудою; 4 - брухтом (200 кг/т) і рудою; 5 - брухтом (260 кг/т)

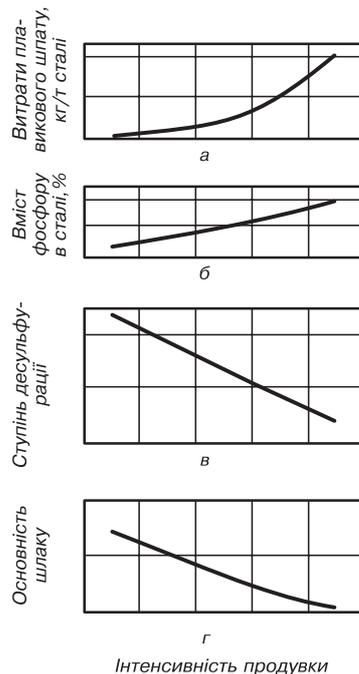


Рис. 4.22. Показники шлакоутворення при інтенсифікації продувки (без вжиття заходів по прискоренню формування шлаку)

### Механізм і закономірності шлакоутворення і розчинення вапна

Джерелами утворення шлаку при киснево-конвертерному процесі є: процеси окислювання домішок чавуну, надходження оксидів із сипучих матеріалів, розчинення футеровки і, головним чином, розчинення вапна. Звичайна динаміка зміни у процесі плавки маси рідкої фази шлаку і розчиненого вапна при охолодженні плавки бруттом і рудою показана на рис. 4.23. Спочатку (до 20% тривалості плавки – при охолодженні рудою і до 30% і більше – при охолодженні бруттом) нагромадження шлакової фази відбувається, в основному, за рахунок окислювання складових чавуну (кремнію, марганцю, заліза), а потім домінуюча роль у збільшенні її кількості переходить до процесу розчинення вапна. Найбільш інтенсивний перехід вапна у рідку фазу і приріст основності шлаку спостерігаються на початку (особливо при охолодженні ванни лише рудою) і наприкінці плавки.

Перехід вапна у шлаковий розплав починається після закінчення пасивного періоду, пов'язаного з тим, що при внесенні кусочка непрогрітого вапна у шлак навколо нього спочатку наможується кірка шлаку, і необхідний деякий час для її прогріву і розплавлення. Тривалість пасивного періоду відносно невелика і не перевищує 50 сек. для кусків вапна розміром близько 0,04 м при звичайних величинах теплових потоків у конвертерній ванні. Проте необхідно прагнути до скорочення зазначеного періоду, особливо при інтенсифікації продувки, шляхом застосування вапна з мінімально припустимими розмірами кусків (10-30 мм) або шляхом попереднього нагрівання його.

Мікроскопічне і петрографічне дослідження кусків вапна, добутих із гетерогенного (ще не сформованого) конвертерного шлаку, виявляє їх зональну структуру. Відразу за незайманою серцевиною з кристалічними решітками CaO розташовується зона, просочена оксидами заліза (іноді марганцю) з наростанням їх концентрації в напрямку до периферії, яка поступово переходить у зону зі значним вмістом твердих розчинів FeO-MnO-CaO, евтектик і хімічних сполук (феритів, силікатів, у деяких випадках - фосфатів). Значення температури переходу в рідку фазу деяких з'єднань оксиду кальцію з іншими оксидами наведені в табл. 4.1. Найбільш легкоплавкі з'єднання одержуються в системах FeO-MnO-CaO, CaO-Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> і CaO-P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>. При наявності у первинному шлаку високої концентрації кремнезему на поверхні кусків вапна звичайно утворюється, суцільна чи ділянками, щільна оболонка ортосилікату кальцію з високою температурою плавлення (2130°C). Це значно гальмує подальше розчинення вапна у шлаку.

Таким чином, процес асиміляції вапна шлаком складається із ланок:

1. Зовнішнього масопереносу, а саме, дифузійного підведення FeO, MnO та інших оксидів – розчинників зі шлаку до поверхні вапна і відведення розчиненого оксиду кальцію від міжфазної межі у глибинні шари шлаку. У деяких випадках (підвищена температура ванни,

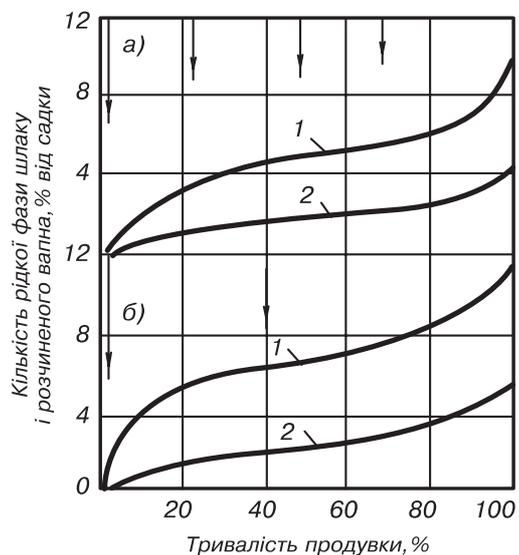


Рис. 4.23. Зміна кількості шлакової фази (1) і розчиненого вапна (2) під час продувки з охолодженням бруттом (а) і рудою (б)

Температура переходу в рідку фазу деяких з'єднань

Система	Найбільш легкоплавкі з'єднання	Температура плавлення, °С
CaO-SiO <sub>2</sub>	CaSiO <sub>3</sub> (CaO SiO <sub>2</sub> )	1540
CaO-SiO <sub>2</sub>	Ca <sub>3</sub> Si <sub>2</sub> O <sub>7</sub> (3CaO·2SiO <sub>2</sub> )	1478
CaO-Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Ca <sub>5</sub> Al <sub>6</sub> O <sub>14</sub> (5CaO·3Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> )	1455
CaO-Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaFe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (CaO·Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> )	1200
CaO-P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaP <sub>2</sub> O <sub>6</sub> (CaO·P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> )	980
CaO-P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Ca <sub>2</sub> P <sub>2</sub> O <sub>7</sub> (2CaO·P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> )	1300

утворення легкоплавких з'єднань) можливе просто оплавлення поверхневого шару кусків. Швидкість масопереносу в загальному випадку і для CaO визначається рівняннями

$$v_{\text{диф}} = \beta S \Delta(\text{MeO}) = \frac{D}{\delta} S \Delta(\text{MeO}), \quad (4.27)$$

$$v_{\text{диф}} = \beta S \Delta(\text{CaO}) = S \frac{D}{\delta} [(CaO)_{\text{нас}} - (CaO)_{\text{диф.}}], \quad (4.28)$$

де  $v_{\text{диф}}$  – швидкість дифузії компонента;  $\beta$  – коефіцієнт масопереносу;  $D$  – коефіцієнт дифузії;  $\delta$  – товщина дифузійного граничного шару;  $\Delta(\text{MeO})$  – перепад концентрацій компонента;  $S$  – площа поверхні стикання вапна зі шлаком.

2. Внутрішнього масопереносу, а саме, проникнення рідкого шлаку у пори, тріщини і по межах зерен кусків вапна і наступної дифузії оксидів-розчинників (іонів) у решітку вапна з утворенням більш легкоплавких, ніж CaO, твердих розчинів і хімічних сполук у поверхневому шарі. Глибина проникнення шлаку у пори і капіляри  $l$  описується рівнянням:

$$l^2 = \frac{\sigma \cos \theta}{2\eta} r \tau; \quad (4.29)$$

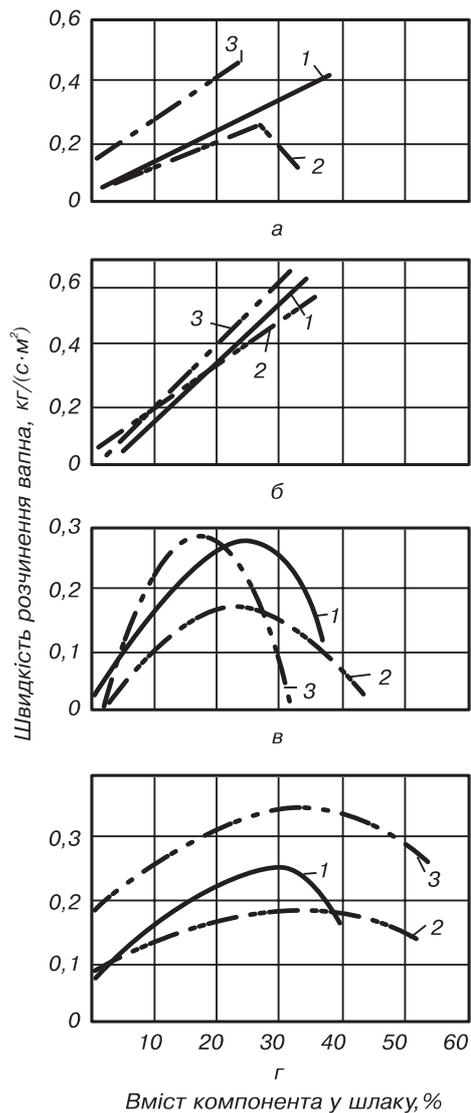
де  $\sigma$  – поверхневий натяг рідкої фази;  $\theta$  – кут змочування;  $\eta$  – динамічна в'язкість рідкої фази;  $r$  – радіус капіляра;  $\tau$  – час контакту, с.

Із аналізу механізму процесу асиміляції вапна шлаком і рівнянь (4.27) і (4.29) випливає, що на швидкість цього процесу впливають як фактори, від яких залежить швидкість масопереносу компонентів у рідкій фазі шлаку, наприклад, її в'язкість, перемішування ванни, градієнт концентрацій, величина поверхні контакту вапно-шлак (перша ланка), так і фактори, що визначають умови змочування шлаком поверхні вапна і дифузії часток у решітці CaO (друга ланка).

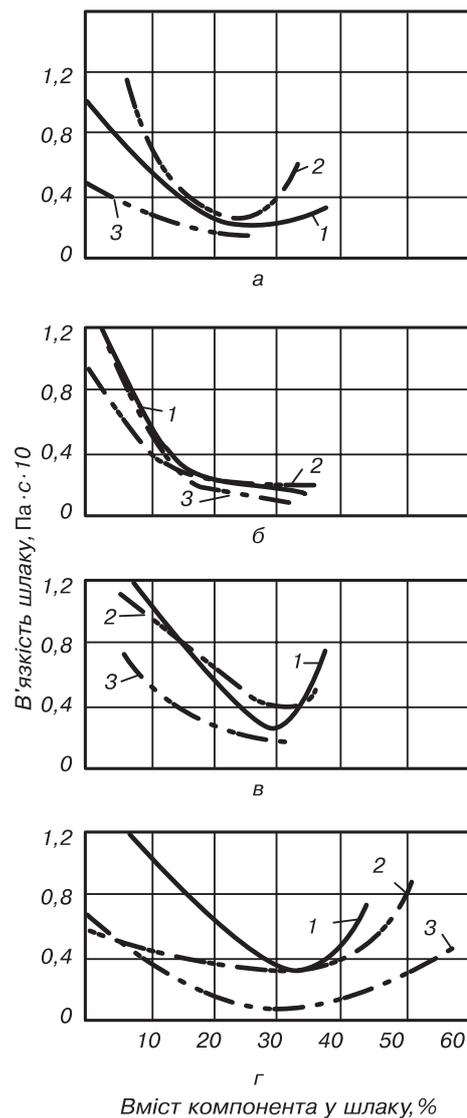
Важливою особливістю умов розчинення вапна в кисневому конвертері є наявність у верхній частині ванни первинної реакційної зони, де вапно піддається комплексному впливу досить високих температур і шлаку з переважаючим вмістом оксидів заліза. Це сприяє порівняно швидкому формуванню активного основного шлаку. У протилежному напрямку на розчинення вапна впливає емульгування шлаку в процесі продувки, його змішування з металом, яке обумовлює наявність у ділянках розчинення вапна значних металевих прошарків. Склад шлаку, особливо первинного, значно впливає на процес розчинення вапна.

На рис. 4.24 показаний вплив на розчинення вапна концентрації окремих компонентів шлаку, за даними лабораторного дослідження, проведеного в температурних і гідродинамічних умовах, наближених до умов реальної ванни.

На рис. 4.25 наведені дані про в'язкість досліджених шлаків, виміряну методом коаксіальних циліндрів.



**Рис. 4.24.** Залежність швидкості розчинення вапна у шлаку від вмісту в ньому MnO (а), FeO (б), SiO<sub>2</sub> (в), CaO (г) за умов періодів продукції: 1 - 0-33% тривалості продукції, 1400°C; 2 - 34-67%, 1500°C; 3 - 68-100%, 1580°C



**Рис. 4.25.** Залежність в'язкості шлаку від вмісту в ньому MnO (а), FeO (б), SiO<sub>2</sub> (в), CaO (г). Позначення ті ж, що на рис. 4.24

Залежність швидкості засвоєння шлаком вапна ( $I_{CaO}$ ) від вмісту окису кальцію у шлаку (рис. 4.24, г) носить екстремальний характер. Величина  $I_{CaO}$  зростає з підвищенням основності шлаку і вмісту в ньому окиду кальцію до визначених для кожного періоду плавки меж, а потім знижується. Це пов'язано зі зміною в'язкості шлаку, що зменшується з ростом концентрації CaO до 30-35% у зв'язку з утворенням значно менших одиниць плинину (рис. 4.25, г) і, очевидно, у зв'язку з переходом, при вмісті CaO більше 35-40%, до гетерогенного стану шлаку.

Збільшення вмісту у шлаку кремнезему при незмінному співвідношенні інших його складових спочатку розріджує шлак (рис. 4.25, в), переміщуючи його склад із гетерогенної у гомогенну зону розплаву, і цим збільшує його активність відносно засвоєння вапна. Однак взаємодія шлаків, що містять кремнезем, з вапном протікає звичайно, як уже відзначалося, з утворенням щільних оболонок ортосилікату кальцію, що перешкоджають подальшому проникненню розчинників усередину куска вапна. Тому збільшення концентрації кремнезему понад оптимальні значення досить негативно позначається на процесі розчинення у шлаку вапна, що спостерігається по різкому спаду кривих справа (рис. 4.24, в). Цей негативний вплив посилюється при вмісті кремнезему у шлаку більш ~30% збільшенням в'язкості шлаку (рис. 4.25, в) в результаті укрупнення кремнекисневих аніонів.

Збільшення вмісту у шлаках оксидів заліза і марганцю сприятливо діє на процес розчинення вапна (рис. 4.23, а, б). Зв'язок в'язкості шлаку з концентрацією в ньому FeO і MnO має вигляд (рис. 4.25, а, б) типових ізотерм із мінімумами для систем, в яких енергія зв'язку часток змішаних компонентів нижча, ніж енергія зв'язку часток кожного із компонентів.

Введення у звичайні киснево-конвертерні шлаки до 6% окиду магнію позитивно позначається на процесі розчинення вапна: зменшується в'язкість шлаків (знижується енергія зв'язування часток шлаку за рахунок підвищення числа різнойменних часток) і збільшується масопотік окиду кальцію, що розчиняється, за одиницю часу (рис. 4.26). Загальний характер впливу на процес розчинення вапна магnezії й окиду кальцію у звичайних межах зміни їх концентрацій досить близький.

Емпіричне рівняння зв'язку швидкості розчинення у шлаку вапна з його складом для шлакових систем, що зустрічаються на практиці, має вигляд:

$$I_{CaO} = k(CaO + 1,35MgO - 1,09SiO_2 + 2,75FeO + 1,9MnO - 39,1), \quad (4.30)$$

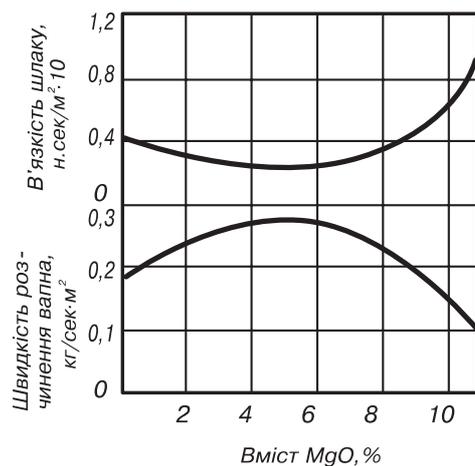


Рис. 4.26. Зв'язок в'язкості шлаку і швидкості розчинення в ньому вапна із вмістом MgO

де  $I_{CaO}$  – питомий масопотік CaO у шлаку, кг/м<sup>2</sup> сек;  $k$  – коефіцієнт пропорційності.

Рівняння (4.30) підкреслює визначально позитивний вплив на асиміляцію шлаку вапна закису заліза і підвищення основності шлаку у звичайних межах її зміни. Оксиди марганцю менш ефективно впливають на розчинення вапна, ніж оксиди заліза і, очевидно, можуть активно брати участь у розчиненні вапна лише при достатньому вмісті закису заліза, що випливає з уповільнення розчинення вапна при збільшенні концентрації MnO вище 26%, у випадку незначного вмісту закису заліза у шлаку (рис. 4.23, а). У звичайних умовах киснево-конвертерного процесу головними розчинниками вапна є оксиди заліза.

Активна розчинна дія на вапно оксидів заліза насамперед пов'язана з їх впливом на в'язкість шлаку; зменшення в'язкості шлаку, що прискорює зовнішній масоперенос, найбільш

значне по абсолютній величині при підвищенні його окисленості (рис. 4.25). При підвищенні у шлаку концентрації оксидів FeO, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, MnO істотно поліпшуються змочування шлаком вапна й умови проникнення шлаку в пори у зв'язку зі зменшенням крайового кута, утвореного шлаком на поверхні твердого вапна, і збільшенням поверхневого натягу шлаку. Іони, з яких складаються оксиди заліза (Fe<sup>2+</sup>, Fe<sup>3+</sup>, O<sup>2-</sup>), мають невеликі розміри ( $R_{Fe^{2+}} = 0,83\text{Å}$ ,  $R_{Fe^{3+}} = 0,67\text{Å}$ ,  $R_{O^{2-}} = 1,32\text{Å}$ ) і кристалізуються так само, як і CaO, у кубічній системі. Це полегшує міграцію оксидів заліза у решітку вапна і їх дифузію з утворенням надто легкоплавких розчинів і феритів кальцію.

Проникнення кремнезему і глинозему у вапно ускладнюється великими розмірами іонів, що утворюються при цьому:  $SiO_4^{4-}$  ( $R = 2,79\text{Å}$ ),  $AlO_2^-$ ,  $Al_3O_7^{5-}$ .

На рис. 4.27 і 4.28 наведені лінії ізв'язкості шлаків та ізошвидкості розчинення вапна в умовах конвертерної плавки. Їх зіставлення показує, що у верхній і нижній частинах діаграм конфігурація ізошвидкості розчинення вапна і ліній ізв'язкості майже збігається, зниження в'язкості шлаку супроводжується зростанням  $I_{CaO}$  для всіх періодів плавки. Усі заходи, спрямовані на збільшення рідкорухомості шлаку в цих ділянках, підвищують швидкість розчинення у шлаку вапна у зв'язку зі сприятливою зміною умов протікання ланки зовнішнього масопереносу. У першу чергу це стосується росту основності рідкої фази шлаку (до оптимальних величин).

У середній частині діаграм (в ділянці середніх концентрацій SiO<sub>2</sub>) спрямованість ліній ізошвидкості розчинення вапна і ліній ізв'язкості дещо відрізняється. У цій ділянці не всі заходи, вжиті для збільшення рідкорухомості шлаку, супроводжуються підвищенням  $I_{CaO}$ , тобто значна роль у розчиненні вапна ланки внутрішньої дифузії, умов змочування і проникнення рідких розчинників у пори і тріщини твердого вапна. Це ж підтверджується ослабленням впливу барботажу на розчинення вапна до кінця плавки. У той же час хід кривих швидкості розчинення вапна в цілому адіабатний ходу кривих в'язкості шлаку. У виробничих умовах встановлений значний вплив на швидкість розчинення вапна барботажу ванни на основній частині тривалості плавки. Усе це говорить про великий і, можливо, превалюючий

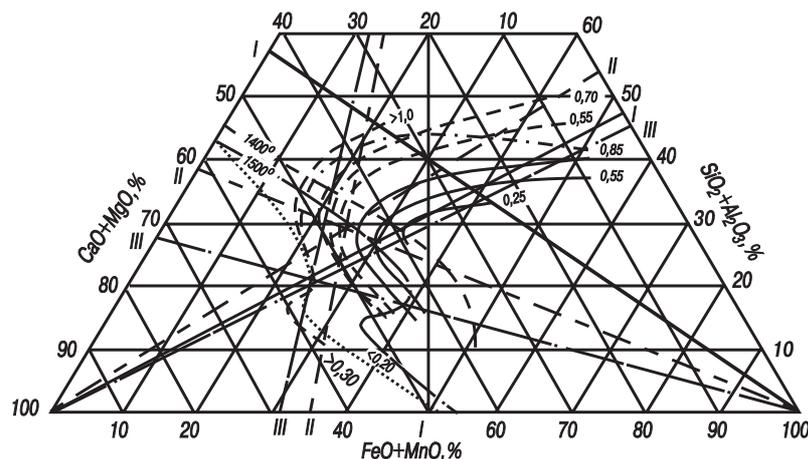


Рис. 4.27. Лінії ізв'язкості шлаків,  $10^{-1}$  Па·с при температурах різних періодів плавки:

— I період (1400°C); - - - II період (1500°C); - · - · - III період (1580°C);  
 --1400°C-- ізоТЕРМИ ліквідусів; ····· - лінії насичення  $2CaO \cdot SiO_2$ ,  
 $3CaO \cdot SiO_2$  і CaO при 1650°C; -1400°- і -1500°- те ж при вказаних температурах

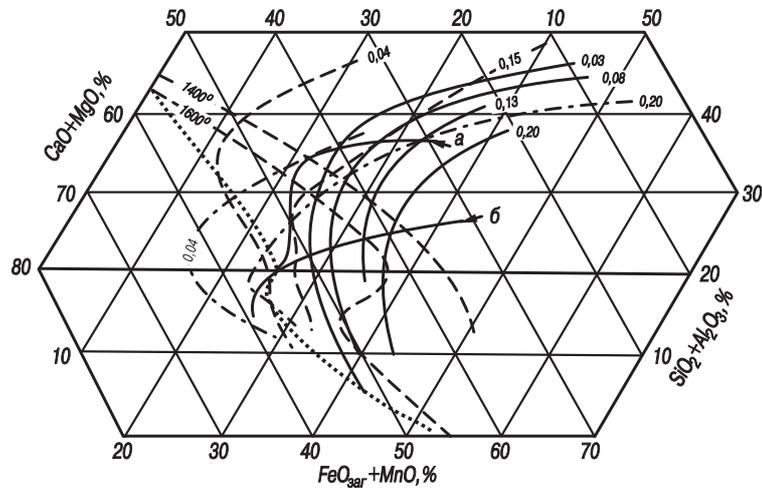


Рис. 4.28. Лінії ізошвидкості розчинення вапна,  $10^{-2}$  кг/(м<sup>2</sup>·с) за умов різних періодів плавки (позначення ті ж, що на рис. 4.29)

протягом майже всієї плавки вплив на процес розчинення вапна в'язкості шлаку і ланки зовнішнього масопереносу.

Допустивши, що процес розчинення вапна лімітується, в основному, масопереносом у рідкій фазі, використавши рівняння (4.27) і ряд відомих рівнянь гідродинаміки і масопереносу, у тому числі

$$\delta = D^{\frac{1}{3}} v^{\frac{1}{6}} \sqrt{\frac{\chi}{u}}, \quad (4.31)$$

$$\beta = \kappa V_C^a, \quad (4.32)$$

де  $a = 0,7$ ,

$$D = B e^{-\frac{E_D}{RT}}, \quad (4.33)$$

і врахувавши за допомогою виразу (4.30) вплив складу шлаку на швидкість розчинення вапна і, отже, на ланки зовнішнього і внутрішнього масопереносу, одержимо наближене рівняння швидкості розчинення вапна в умовах конвертерної плавки:

$$v_{CaO} = k (CaO + 1,35MgO - 1,09SiO_2 + 2,75FeO + 1,9MnO - 39,1) \exp\left\{-\frac{2550}{T}\right\} V_C^{0,7} G^{0,5}. \quad (4.34)$$

У рівняннях (4.31-4.34):  $\chi$  – відстань від точки набігання шлакового потоку на куску вапна до місця визначення характеристик граничного шару рідини (пропорційна розміру куска);  $v$  – кінематична в'язкість шлаку;  $u$  – швидкість потоку шлаку;  $V_C$  – швидкість окислювання вуглецю;  $E_D$  – енергія активації дифузії;  $R$  – універсальна газова постійна;  $T$  – температура, К;  $k$  – коефіцієнт пропорційності;  $G$  – маса вапна.

Рівняння (4.34) може бути використане для якісного і кількісного аналізу динаміки процесу розчинення вапна. Початковому етапу плавки властива значна швидкість розчинення вапна (див. рис. 4.23), що пов'язано з високими значеннями вмістів у шлаку FeO, MnO, а також  $G$ ,

тобто великою поверхнею контакту вапно–шлак, і визначальним їх впливом на  $V_{CaO}$  в результаті прискорення обох ланок розчинення вапна. При подальшому перебігу плавки швидкість розчинення вапна знижується. Масоперенос і розчинення вапна у цей період гальмуються виділенням на поверхні кусків і зерен вапна ортосилікату кальцію, що збільшує густинність поверхневого шару, і невеликою концентрацією у шлаку оксидів заліза і марганцю.

В останній третині плавки швидкість розчинення вапна знову зростає у зв'язку з комплексним впливом на процес, у першу чергу, підвищення вмісту у шлаку оксидів заліза і температури. Розчиненню вапна в цей період також сприяє висока концентрація у шлаку основних оксидів ( $CaO+MgO$ ) і низька - кремнезему, які звичайно близькі до оптимальної (див. рис. 4.23). Істотний вплив температури на процес шлакоутворення і розчинення вапна пов'язаний з її дією на в'язкість рідких фаз. Особливо відчутно температура впливає на асиміляцію вапна шлаком у тому випадку, якщо вона перевищує температуру плавлення фаз (розчинів, хімічних сполук), що утворюються в поверхневих шарах кусків вапна. Ймовірність виникнення такої ситуації в процесі плавки збільшується.

Залежності, наведені на рис. 4.24, підтверджують значний вплив температурного режиму плавки на кінетику асиміляції шлаком вапна: швидкість розчинення вапна і шлакоутворення при охолодженні ванни металобрухтом різко зростає лише після закінчення 80% тривалості продувки, тобто після розплавлення основної частини присадженого брухту.

У звичайних умовах промислових плавок швидкість окислювання вуглецю й окисленість шлаку тісно взаємозв'язані. Вплив цих факторів на швидкість розчинення у шлаку вапна носить складний характер. За інших рівних умов підвищення окисленості шлаку завжди позитивно позначається на розчиненні вапна (рис. 4.24). Але у виробничих умовах це підвищення супроводжується звичайно зменшенням швидкості окислювання вуглецю і потужності перемішування ванни. Тому кожному періоду плавки відповідають свої оптимальні співвідношення  $(FeO)$  і  $V_C$ , що забезпечують найбільшу швидкість розчинення вапна (рис. 4.29). На початку плавки при невисокій температурі ванни дуже часто вміст заліза перевищує оптимальний, а  $V_C$  не досягає оптимальних значень. Після закінчення 30-70% тривалості плавки при порівняно високій температурі ванни дійсні значення  $V_C$  звичайно перевищують оптимальні, а вміст  $(FeO)$  не досягає оптимальних величин з точки зору шлакоутворення.

Аналіз динаміки шлакоутворення у виробничих умовах показує також, що для прискорення процесу розчинення вапна звичайний шлях зміни складу шлаку в промислових конвертерах (лінія а, рис. 4.28) слід зрушувати в зону більш високих основностей (і величин  $V_{CaO}$ ) на всіх етапах плавки. Збільшення основності шлаку майже завжди супроводжується зростанням швидкості розчинення вапна. Дійсний стан шлаку в конвертері можна наближено зафіксувати шляхом заморожування його при короткочасному зануренні у шлак холодної залізної штанги. За допомогою мікроскопічних і петрографічних досліджень (у прохідному і відображеному світлі) шліфів шлакових проб, відібраних із ванни таким способом, отримані наближені дані про стан насичення шлаку твердими фазами і про структуру рідкої фази. Результати цих досліджень представлені й узагальнені на рис. 4.30, по яких можна судити про склад твердих шлаків з перевагою окремих мінералогічних складових. Межа переваги у твердих шлаках  $C_2S$  ( $C_2S$  - умовне позначення з'єднання  $2CaO \cdot SiO_2$ ,  $C_3S-3CaO \cdot SiO_2$ ), як встановлено експериментально, одночасно є межею на-

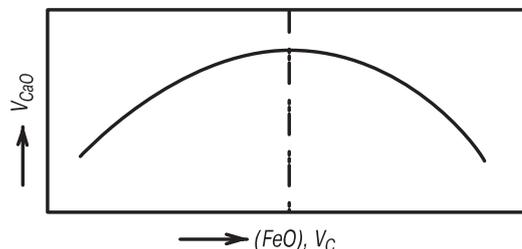


Рис. 4.29. Характер впливу окисленості шлаку і швидкості окислення вуглецю на швидкість розчинення вапна під час продувки

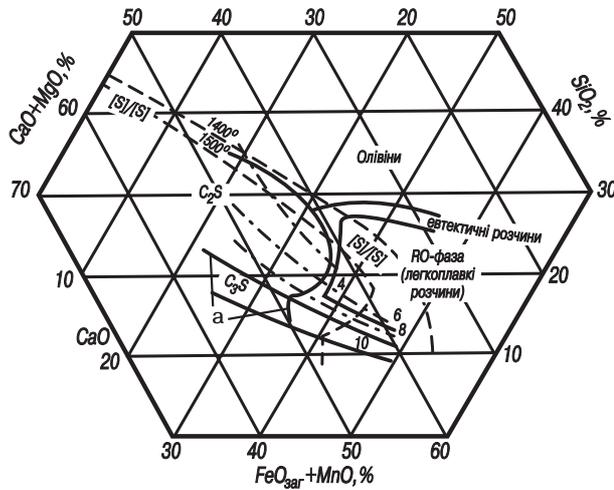


Рис. 4.30. Будова конвертерних шлаків і лінії рівних коефіцієнтів розподілу сірки між шлаком та металом  $\eta_s$ :

— - межі мінералогічних складових;  
 - - - - лінії рівних  $\eta_s$  при 1500-1600°C

сичення шлаку  $C_2S$  (або близького до насичення стану) у температурних умовах другої половини плавки. Зона переважання у застиглих шлаках трикальцієвого силікату, розташована ліворуч від лінії *a*, є зоною насичення шлаків  $C_3S$  у процесі плавки.

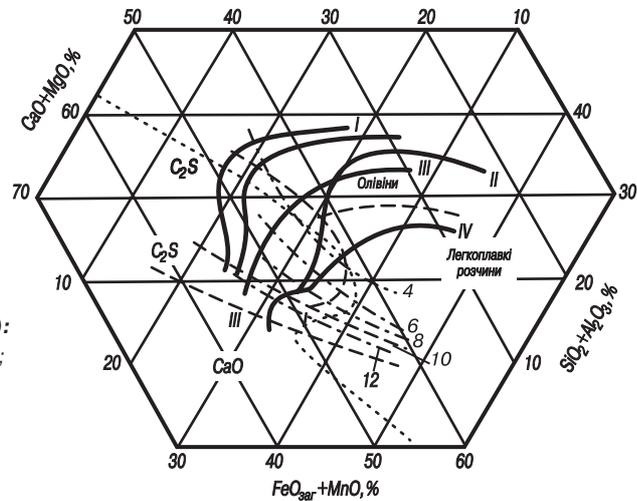
Комплексний вплив змін структури і хімічного складу шлаку на розподіл сірки між шлаком і металом у температурних умовах другої половини плавки (1500-1650°C) відображений на рис. 4.30 лініями рівних фактичних  $\eta_s = (S)/S$ .

Склад і стан шлаку в процесі продувки безперервно змінюються (рис. 4.31) і, в залежності від особливостей технології, можуть послідовно проходити через зону існування (при середніх температурах ванни) олівінів, виділень дво- і трикальцієвого силікату ( $C_2S$  і  $C_3S$ ), оксиду кальцію і легкоплавких (стосовно температур виплавки сталі) розчинів системи  $(CaO+MgO) - (SiO_2+Al_2O_3) - (FeO + MnO)$ .

При звичайній технології плавки у великих промислових конвертерах (охолодження бруктом чи комбіноване бруктом і рудою) на початковій стадії процесу рідка шлакова фаза являє собою мікрооднорідний розплав. У затверділих зразках це фіксується шляхом виявлення у шлаку олівінів чи монтичелліта із загальною формулою  $(Fe, Mn, Mg, Ca)_2 SiO_4$  (чи  $R_2 SiO_4$ ). В процесі продувки, в міру поглинання шлаком вапна, катіони марганцю і заліза в силікатних групуваннях легко заміщуються іонами кальцію, і в затверділих зразках з'являються нові фази:  $C_2S$  і так звана RO-фаза  $(Fe, Mn)O$ . Вивільнені закис марганцю і закис заліза і нові порції, що надходять у шлак із зони струменя, тільки частково з'являються як самостійна мікрофаза у зв'язку з їх перебуванням у рідкому розплаві і тим, що при подальшому веденні плавки все в більшій мірі витрачаються на утворення твердих розчинів з вапном, що залишилося, чим забезпечують його подальшу асиміляцію. У шлаках кінця продувки виявляються первинні виділення кристалів  $C_2S$  і  $C_3S$ , ферити кальцію (в основному,  $2CaO \cdot Fe_2O_3$ ) і деяка кількість фази RO; не виключається, за певних умов, насичення їх вапном.

Кінцевою метою процесу шлакоутворення повинне бути, як уже відзначалося, насичення (чи наближення до стану, близького до насичення) шлаків вапном або  $C_3S$ . Це забезпечує глибоке видалення із металевого розплаву шкідливих домішок (максимальні коефіцієнти розподілу фосфору між шлаком і металом також знаходяться на лінії насичення шлаку вапном при 1600-1650°C). Однак шлаки промислових плавок до кінця продувки звичайно не досягають стану, близького до насичення вапном (крива I, рис. 4.31), а рівень

**Рис. 4.31. Криві зміни складу шлаку під час продувки з охолодженням ванни брухтом (а), рудою (I і II) і агломератом основністю 8 (III) та 13 (IV):**  
 - - - - продувки мінералогічних складових;  
 - · - · - лінії рівних  $\eta_s$ ;  
 · · · · · - ізотерма ліквідусів для 1600°C



засвоєння введеного в конвертер вапна рідко перевищує 80-85% (без спеціальних додувок). Усе це свідчить, що швидкості розчинення вапна, які мають місце в звичайних умовах практики, явно недостатні.

Однією з причин уповільнення розчинення вапна є "згортання" шлаку в середині плавки (увігнутість кривих а, рис. 4.28 і I - рис. 4.31, у бік, протилежний вершині кута Fe), що особливо часто розвивається при роботі з високими витратами брухту чи низьким вмістом марганцю в чавуні. При проходженні шлакоутворення по звичайному залізісилікатному шляху шлак у цей період, внаслідок значного розкислення і зниження вмісту в ньому оксидів заліза, перенасичується ортосилікатом кальцію, стає густим і малоактивним, а в ряді випадків переходить у напівтвердий стан і віддувається кисневим струменем та оксидом вуглецю, що виділяється з реакційної зони, до стінок конвертера. Кисневий струмінь у цьому випадку взаємодіє безпосередньо з металом, що супроводжується підвищеними втратами заліза з димом і виносом, заметалюванням фурми і простоями конвертера для її очищення, погіршенням десульфурації металу.

На рис. 4.28 у напрямку до вершини кута CaO і одночасно в ділянках великих швидкостей розчинення у шлаках вапна нанесена лінія б. Її слід вважати бажаним шляхом процесу шлакоутворення і вважати за бажану зміну складу, а також властивостей і структури шлаків у процесі плавки, що забезпечує максимальну швидкість розчинення у шлаку вапна і виключає згортання шлаку. Задачею будь-якої технології плавки, спрямованої на удосконалення шлакоутворення, повинне бути як можна більше наближення складу шлаку в процесі плавки до бажаного шляху при одночасному запобіганні викидів та інших розладів плавки через більш високу в деякі її періоди окисленість шлаку. Зміна складу шлаку по бажаному шляху цілком виключає його "згортання", оскільки шлакоутворення проходить, в основному, через зону легкоплавких розчинів (рис. 4.28; 4.30).

З метою поліпшення шлакоутворення слід усунути чи обмежувати грудкування кусків вапна, що розвивається іноді на початку та в процесі плавки і зменшує поверхню контакту вапно – шлак. Великі грудки вапна потім надто повільно розчиняються у шлаку. Склеюванню кусків вапна й утворенню грудок сприяють: мала кількість рідкого шлаку, його значна в'язкість, недостатнє і нерівномірне перемішування ванни. Звідси випливають основні напрямки боротьби з грудкуванням: забезпечення досить інтенсивного і рівномірного перемішування ванни, зменшення в'язкості шлаку, забезпечення достатньої кількості рідкої фази шлаку на початку плавки.

Найбільш простим способом наближення до бажаного шляху шлакоутворення і боротьби з грудкуванням, як витікає з вищевикладеного, є забезпечення в процесі плавки оптимальних співвідношень окисленості шлаку і швидкості зневуглецьовування.

### **Технологія наведення шлаку**

Процес шлакоутворення на практиці визначається дуттевим режимом і режимом присадок шлакоутворюючих матеріалів, що передбачає вид і кількість шлакоутворюючих матеріалів, порядок і черговість їх введення у конвертер.

Звичайно в процесі продувки вміст оксидів заліза, в міру наростання швидкості зневуглецьовування, зменшується, а в другій половині плавки починає збільшуватись. У середині продувки при максимальних швидкостях зневуглецьовування шлак може згортатися, що вимагає вжиття спеціальних заходів по підтримці його у гомогенному стані. Вміст оксидів кальцію і магнію в процесі плавки безперервно збільшується, а кремнезему й оксиду марганцю – зменшується. Основність шлаку повільно, але неухильно, зростає, досягаючи найбільших значень наприкінці продувки.

Швидкість шлакоутворення значною мірою визначається режимом введення вапна у конвертер. Здавалося б, для прискорення розчинення вапна доцільно вводити всю його кількість на початку продувки, однак такий спосіб присадки вапна приводить до холодного початку процесу, грудкування вапна й уповільнення процесу розчинення його у шлаку.

Найбільш доцільна розосереджена присадка вапна; присаджуване дрібними порціями в процесі продувки вапно швидко асимілюється шлаком, однак час його введення затягується і основність підвищується повільно.

Швидкість введення вапна повинна бути погоджена з підвищенням температури ванни. Основним теплоносієм у перший період конвертерної плавки є кремній. Не можна допускати, щоб надходження тепла у ванну (за одиницю часу) від окислювання кремнію  $Q_{Si}$  було меншим, ніж витрати його на нагрівання вапна  $Q_{вап.}$ , тобто швидкість окислювання кремнію повинна відповідати швидкості введення вапна:

$$dQ_{вап.} / d\tau = dQ_{Si} / d\tau . \quad (4.35)$$

На нагрівання вапна до температури ванни необхідно тепла:

$$dQ_{вап.} = C_p t dG_{вап.} . \quad (4.36)$$

Від окислювання кремнію виділяється тепла

$$dQ_{Si} = \frac{G_{чав.}}{100} q dSi . \quad (4.37)$$

Отже, повинна зберігатися рівність

$$C_p t dG_{вап.} = \frac{G_{чав.}}{100} q dSi , \quad (4.38)$$

де  $C_p$  – теплоємність вапна;  $G_{вап.}$ ,  $G_{чав.}$  – відповідно маса вапна і чавуну;  $q$  – тепловий ефект окислювання кремнію.

Одержала поширення практика присадки частини вапна у завалку, тобто до заливання чавуну. У цьому випадку вапно раніше прогрівається і раніше досягається більш висока основність шлаку. Однак збільшення кількості вапна, яке присаджують у завалку, приводить до переохолодження розплаву, збільшення тривалості запалювання плавки, при цьому спостерігається підвищена схильність до викидів, характерна для холодного початку процесу.

Добавки, що підвищують реакційну здатність шлаку, вводять у різні періоди плавки разом з вапном або окремо.

Найбільш сильним і розповсюдженим розріджувачем у киснево-конвертерному виробництві є плавиковий шпат ( $\text{CaF}_2$ ) – навіть при невеликих його добавках (2-3 кг/т сталі) різко зростає реакційна здатність шлаку. Плавиковий шпат не знижує вмісту оксиду кальцію у шлаку, оскільки містить іон  $\text{Ca}^{2+}$ .

Введення у шлак плавикового шпату підвищує активність оксидів заліза у шлаку в результаті відтиснення слабким по електростатичному впливу іоном  $\text{F}^{1-}$  (для  $\text{F}^{1-}$  відношення електричного заряду до квадрата радіуса  $n = 0,56$ , що близько до значення  $n$  для комплексного іона  $\text{SiO}_4^{4-}$  – 0,51) сильного аніона  $\text{O}^{2-}$  ( $n = 1,14$ ) у напрямку до сильного катіона  $\text{Fe}^{2+}$ , сприяючи тим самим мікророзшаруванню шлаку і прискоренню розчинення вапна.

Присадки плавикового шпату дозволяють вести процес при меншій концентрації оксидів заліза у шлаку. Підвищуючи рідкотекучість шлаку й активність оксидів заліза, ці присадки порушують динамічну рівновагу між киснем дуття, шлаком і металом, тим самим звільняється надлишок оксиду заліза, який відразу вступає у реакцію з вуглецем, про що свідчить короткочасне збільшення вмісту  $\text{CO}$  ( $\text{CO}_2$ ) у газах, що відходять після присадки шпату. Далі процес відбувається в нових умовах динамічної рівноваги уже з меншою кількістю оксидів заліза, причому дія плавикового шпату проявляється до кінця плавки; баланси  $\text{CaF}_2$  показують, що це з'єднання практично не звітряється у процесі продувки.

Витрати плавикового шпату на плавку звичайно не перевищують 0,5% маси метало-шихти. Присаджують його в основному на самому початку продувки або під час згортання шлаку при інтенсивному зневуглецьовуванні.

У зв'язку зі зростаючим дефіцитом плавикового шпату і високою його вартістю (одержання якісного металургійного плавикового шпату вимагає великих витрат) досить інтенсивно ведуться пошуки його заміників. Випробувано порошкові суміші і брикети плавикового шпату з різними матеріалами – прокатною окалиною, бокситом, колошниковим і конвертерним пилом у різних співвідношеннях, ільменітовою рудою (основний компонент  $\text{TiO}_2$ ); дослідження не виявили їхніх переваг перед чистим шпатом.

Широко ведуться дослідження можливості використання в конвертерній плавці різних мінеральних речовин і відходів виробництв кольорової металургії. Позитивні результати отримані при застосуванні боровмісних речовин.

У системі  $\text{CaO} - \text{B}_2\text{O}_3$  є ряд з'єднань, температури плавлення яких складають від  $990^\circ\text{C}$  ( $\text{CaO} \cdot \text{B}_2\text{O}_3$ ) до  $1310^\circ\text{C}$  ( $2\text{CaO} \cdot \text{B}_2\text{O}_3$ ), що сприяє ранньому розрідженню шлаку. Лабораторні дослідження, що виконали Родопман і Джуржей, показали, що боровмісні речовини – колеманіт, улєксит, бура (табл. 4.2) знижують температуру плавлення киснево-конвертерних шлаків, які містять 9,9-13,7%  $\text{MnO}$ , 16,0-17,8%  $\text{SiO}_2$ , 36,5-48,2%  $\text{CaO}$ , 2,5-4,0%  $\text{MgO}$ , 19,3-28,0  $\text{FeO}$ , до 1340-1370 С. За рівнем впливу на температуру плавлення шлаку зазначені мінерали розташовуються таким чином: колеманіт, бура, плавиковий шпат, улєксит. Рідкотекучість і основність шлаків, отриманих при використанні колеманіту, вищі, ніж у шлаків із

Таблиця 4.2

Хімічний склад боровмісних речовин і плавикового шпату, %

Матеріал	$\text{SiO}_2$	$\text{CaO}$	$\text{CaF}_2$	$\text{B}_2\text{O}_3$	$\text{Na}_2\text{O}$	$\text{H}_2\text{O}$	S
Колеманіт	2,34	27,00	–	41,23	0,8	3,55	0,044
Улєксит	1,21	15,00	–	45,61	8,14	7,94	0,004
Бура	–	–	–	36,45	16,20	47,2	–
Плавиковий шпат	4,44	12,08	55,63	–	–	4,65	0,14

плавиковим шпатом. Однак при вмісті у шлаку  $V_2O_5$  вище 2,5%, на відміну від плавикового шпату, значно погіршуються процеси десульфурації і дефосфорації.

Досліди, проведені в 400-тонних конвертерах при переділі чавуну із вмістом фосфору 0,20-0,25%, підтвердили ефективність використання колеманіту замість плавикового шпату в якості флюсуючої добавки в кількості, що забезпечує вміст  $V_2O_5$  у кінцевому шлаку в межах 0,5-1%. Витрати колеманіту склали 20 кг/т вапна (витрати плавикового шпату - 29 кг/т). Доцільність використання колеманіту зростає при переділі фосфористих чавунів, оскільки фтор, що міститься у плавиковому шпаті, знижує розчинність п'ятиокису фосфору в лимонній кислоті, а це є показником придатності фосфат-шлаків для використання в якості добрив у сільському господарстві.

Задовільні результати отримані при використанні замість плавикового шпату нефелінової руди – уртіту, що містить 39,6-46,0%  $SiO_2$ , 17,1-28,7%  $Al_2O_3$ , 4,3-12,5%  $Fe_2O_3$ , 7,4-14,4%  $CaO$ , 0,08-0,14%  $S$ , 0,52-0,96%  $P_2O_5$ , 8,3-17,3%  $Na_2O+K_2O$ , 0,6-1,9%  $H_2O$ . Температура плавлення уртіту знаходиться в інтервалі 1255-1375°C. Технологічні показники плавок, проведених із нефеліновою рудою, не гірші, ніж при роботі з плавиковим шпатом. В даний час уртіт успішно застосовують у конвертерах ємкістю 160 і 350 т на Західно-Сибірському металургійному комбінаті.

В якості можливих заміників плавикового шпату можуть розглядатися такі природні мінерали, як флюоритизований вапняк (36-40%  $CaO$ ; 12-13%  $SiO_2$ , 11,5-12,5%  $CaF_2$ ; 22-24% в п.п.) і флюоритова руда (25%  $CaF_2$ ), при випробовуванні яких у 250-350-тонних конвертерах одержані задовільні результати.

Для керування шлакоутворенням змінюють параметри дуттєвого режиму. До параметрів дуттєвого режиму при верхній продувці слід віднести, насамперед, число сопел у фурмі, кут їх нахилу до вертикальної осі, висоту фурми над ванною, витрати кисню. Ці параметри визначають так звану жорсткість дуття, що характеризується енергією взаємодії кисневого струменя з ванною. М'яка продувка досягається розосередженням подачі дуття у ванну – збільшенням числа сопел, кута їх нахилу, діаметра окружності розташування осей сопел у торці наконечника, а також більш високим підйомом фурми над ванною і зменшенням інтенсивності продувки і забезпечує значні витрати кисню на окислювання заліза і, тим самим, прискорення переходу вапна у шлаковий розплав.

Найбільш гнучко й оперативно керувати процесом шлакоутворення під час продувки дозволяють зміна висоти фурми над ванною і регулювання хвилинних витрат кисню. Вивчено вплив цих параметрів на кількість кисню  $V_{O_2Fe}$ , затраченого на окислювання заліза у шлак:

$$\lg V_{O_2Fe} = a_1 h^2 + b_1; \quad (4.39)$$

$$\lg V_{O_2Fe} = a_2 / Q^2 + b_2, \quad (4.40)$$

де  $h$  – відстань між фурмою і рівнем спокійної ванни, мм;  $Q$  – витрати кисню, м<sup>3</sup>/хв;  $a_1$ ,  $a_2$ ,  $b_1$ ,  $b_2$  - постійні коефіцієнти.

Із розглянутих рівнянь випливає, що кількість кисню, затрачувана на окислювання заліза, що переходить з металеві ванни у шлак, є функцією вмісту вуглецю в металі, витрат кисню і положення фурми над рівнем ванни. Рівняння, що враховує дію всіх трьох незалежних перемінних, має такий вигляд:

$$\lg V_{O_2Fe} = a_1 h^2 + a_2 / Q^2 + a_3 \lg [C]. \quad (4.41)$$

Чисельні значення коефіцієнтів  $a_1$ ,  $a_2$ ,  $a_3$  рівняння можуть бути знайдені для будь-якого конкретного конвертера.

На практиці продувку починають при високому положенні фурми, збільшуючи тим самим не тільки вміст оксидів заліза у шлаку, але й надходження тепла у ванну внаслідок його окислювання, оскільки реакція  $[Fe] + 1/2\{O_2\} = (FeO)$  супроводжується виділенням 4800 кДж

на 1 кг заліза, що також сприяє прискоренню шлакоутворення. Аналіз практики роботи конвертерів показує, що зі збільшенням діаметра ванни конвертера  $D_g$  початкова висота фурми  $H_{поч}$  повинна зростати приблизно за наступною залежністю:

$$H_{поч} = 0,56 D_g - 0,06. \quad (4.42)$$

При збільшенні діаметра ванни зростає площа її поверхні і для того, щоб струмені кисню охоплювали велику поверхню, необхідне більш високе положення фурми.

Тривалість періоду наведення шлаку складає звичайно 3-4 хв., після чого фурму опускають у робоче положення. При збільшенні тривалості цього періоду виникають викиди, пов'язані з різким зростанням швидкості зневуглицьовування. В процесі продувки для підтримання шлаку у гомогенному стані і попередження викидів збільшують висоту фурми або знижують витрати кисню.

При комбінованій продувці з'являються додаткові можливості керування шлакоутворенням. Збільшення витрат донного дуття в 1,5-2 рази дозволяє досить швидко знизити окисленість шлаку і рівень спінення ванни, оскільки в цьому випадку інтенсифікується процес перемішування, і тим самим уникнути викидів. Зменшення ж витрат донного дуття знижує інтенсивність перемішування, зростає частка кисню, що йде на окислювання заліза у шлак. Тому в конвертері з комбінованим дуттям продувку можна зробити більш "м'якою" або шляхом збільшення висоти верхньої фурми при постійних витратах донного дуття, або шляхом зниження інтенсивності подачі газу через днище при постійному положенні кисневої фурми.

У процесі з донною кисневою продувкою регулювання шлакоутворення дуже обмежене, оскільки можливе лише шляхом зміни витрат кисню через днище. Для формування реакційноздатного шлаку в цьому випадку застосовують, як правило, порошкоподібне вапно.

### 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 ( $[S]_{чав} = 0,05-0,06\%$ ) і фосфору, можна рекомендувати такі оптимальні вмісти кремнію в чавуні: при охолодженні плавки бруттом (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 внос 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 дослідженнями застосування синтетичного вапна, що містить до 10% оксидів заліза, а також вапна, "забрудненого" до 20% оксидами Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, MgO і Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. 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 огрудковані матеріали, що складаються з конвертерного пилу, 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 і з вмістом СаО 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 високоосновного 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 однострумнинній фурмі спостерігається бурхливе виділення СО 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 ( $S_g$ )\*:

$$n_{\text{макс.}} = kS_g \approx k_1 \frac{Q}{H_0}, \quad (4.43)$$

де  $Q$  – ємкість конвертера,  $m$ ;  $H_0$  – глибина спокійної ванни;  $k$ ,  $k_1$  – 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 в 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.

\* Для збереження сталості ступеня розосередження дуття і питомого числа сопел, що припадає на одиницю поверхні ванни.

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

$$\beta \approx k_2 (TV_C)^a \approx k_3 I_{O_2}^a, \quad (4.44)$$

де  $I_{O_2}$  – інтенсивність продувки, м<sup>3</sup>/м хв;  $T$  – температура ванни, К;  $a = 0,7-0,8$  – показник ступеня. З рівняння (4.44) 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 пропорціональної  $I_{O_2}$ , що уже відзначалося вище. 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 і 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

$$n \approx k_4 I_{O_2}^x. \quad (4.45)$$

Величина показника  $x$ , за розрахунками авторів, складає близько 1,2. Із рівнянь (4.43) і (4.45) знаходимо:

$$n_{\text{макс.}} \approx k \frac{I_{O_2}^x Q}{H_o}. \quad (4.46)$$

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

$$n_{\text{макс}} \approx k \frac{I_{O_2}^x Q}{H_o^y}, \quad (4.47)$$

де  $y < 1$ . Із рівнянь (4.46) і (4.47) 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 м<sup>3</sup>/м.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.

#### **4.8. Служба футеровки**

Протилежні, у порівнянні з розчиненням вапна, задачі металурги вирішують при створенні умов служби вогнетривів. Важливе значення, з точки зору забезпечення економічної роботи конвертерного цеху, скорочення затрат важкої фізичної праці при перефутеровках і зниження витрат дефіцитних для України і дорогих (на всіх заводах світу) магнезитовмісних вогнетривів, має підвищення стійкості футеровки конвертерів. У даному розділі розглянемо технологічні причини зносу футеровки і заходи для продовження терміну її служби.

Максимальна межа стійкості не обмежена, якщо вона не пов'язана зі зростанням витрат вогнетривких матеріалів на одиницю продукції.

Для футеровки кисневих конвертерів застосовують (детально див. розділ 10) різні вогнетриви, які, в основному, можна поділити на три види: безвипалювальні (смолодоломітові, смоломгнезитові, смолодоломітомгнезитові та ін.), випалені (мгнезитові, мгнезитохромітові, хромомагнезитові та ін.) і периклазовуглецеві.

Вогнетриви можуть бути різної форми і якості. Вибір їх залежить від сортаменту сталей, типу чавунів, що переробляються, форми конвертера. У вітчизняній практиці були поширені відносно дешеві смолодоломітові і смолодоломітомгнезитові вогнетриви. В останнє десятиріччя промислово розвинені країни, серед них і Україна, переводять свої конвертерні цехи на периклазовуглецеву футеровку, що має стійкість від 5 до 15 тис. і більше плавок у поєднанні з іншими заходами, мова про які піде нижче.

Розрізняють безвипалювальні і випалювані при різній температурі з наступним просоченням смолою доломітові вогнетриви. Найпростішим є виробництво безвипалювальних вогнетривів. Вони виготовляються із чистих випалених доломітів або у сполученні зі спеченим мгнезитом. При їх виробництві застосовують кам'яновугільну смолу, що вводиться в кількості 7-8%; вміст пеку в смолі 60-70%. Цеглу пресують на гідравлічних і вібропресах при температурі маси 60-70°C. Такі вогнетриви перевершують по термостійкості випалені мгнезіальні, просочені смолою при температурі 100-120°C і мають добру шлакостійкість.

Вуглецеве зв'язування забезпечує твердіння вогнетривких виробів при низьких температурах, завдяки чому вони набувають високої міцності; крім того, зв'язування виконує роль захисного покриву на зернах доломіту і мгнезиту і підвищує стійкість вогнетриву проти гідратації. В результаті термічного розкладання вуглецевого зв'язування при розігріві (випалі) кладки утворюється коксовий кістяк із термостійких високовуглецевих з'єднань, які визначають фізико-механічні й експлуатаційні властивості безвипалювальних вогнетривів.

Смолодоломітові вироби, випалені після викладки конвертера у відновлювальному середовищі (коксуєчий випал), мають уявну пористість 14-17%, межу міцності при стисненні 200-400 кг/см<sup>2</sup>, тобто за фізико-механічними властивостями не поступаються випаленій периклазошпінелідній цеглі. Особливістю безвипалювальних вогнетривів на смоляному зв'язуванні при коксуєчому випалі є перехід у термопластичний стан, що усуває у футеровці термічні напруги. Це дозволяє виконувати футеровку без температурних швів.

Футеровка з безвипалювальних вогнетривів перед введенням в експлуатацію розігрівається, коксується при температурі 1100-1200°C. В якості палива для випалу використовують кокс, коксовий газ, мазут, нафту. Для здійснення коксування смоляного зв'язування необхідна висока швидкість нагрівання. Протягом першої години нагрівання температуру підвищують до 400°C, протягом другої години – до 1200°C, потім витримують їх при температурі 1200°C протягом години, після чого знову підвищують температуру протягом години до 1400°C. На заводах Канади при випалі нової футеровки коксом у струмені кисню швидкість підвищення температури до 1100°C складає 55 град/хв, наступне витримування при цій температурі - 60 хв. Тривалість сушіння і розігріву футеровки конвертерів із випалених вогнетривів до температури 1000-1100°C складає 12-16 годин.

За методом виготовлення футеровки бувають: із вогнетривкої цегли (найбільш розповсюджений тип), із вогнетривких блоків, набивні. Футеровка звичайно складається з кількох шарів: арматурного (захисного), проміжного і робочого. Робочий шар викладають із більш стійких вогнетривів. Проміжний шар, як правило, набивний із смолодоломітової маси. Арматурний шар виконують із мгнезитового, мгнезитохромітового, а останнім часом - з високостійких випалених доломітових вогнетривів.

Умови служби футеровки окремих зон конвертера різні і тому рівномірність зносу вогнетривів може досягатися шляхом зміни товщини футеровки і типу вогнетривів по зонах. Іноді застосовують двошарову футеровку, виключаючи набивний смолодоломітовий шар у циліндричній і конічній частинах.

Робочий шар футеровки піддається впливу високих температур і хімічно взаємодіє з рідкими фазами ванни. Цеглу укладають щільно у вигляді кілець чи по спіралі. Кладка кільцями, у порівнянні з кладкою спіраллю, вимагає ретельної підготовки замкової цегли, що, у деякій мірі, ускладнює роботу. При кладці спіраллю в місцях переходу до горизонтальних кілець (вгорі і знизу футеровки) замість цегли застосовують смолодоломітову масу, що зменшує стійкість футеровки в цих ділянках. Якщо при кладці використовують цеглу різної висоти, то зверху для вирівнювання насипають дрібний порошок доломіту або сипучу дрібнозернисту смолодоломітову масу. Проміжний шар футеровки служить для ущільнення робочого шару і запобігання захисного шару від попадання до нього металу і шлаку.

З метою більшого науглецьовування робочого шару футеровки проміжний шар необхідно виконувати з дрібнозернистої смолодоломітової маси із вмістом смоли 10-15%. При набивці використовують гарячу масу. Проміжний шар при ремонтах футеровки конвертера полегшує відділення її робочої частини. Від якості виконання проміжного шару залежить стійкість футеровки конвертера. Відомі випадки, коли при неякісній набивці проміжного шару відбувалося відшаровування ділянок робочого шару з наступним їх обрушенням.

Захисний (арматурний) шар запобігає перегріву і прогару кожуха конвертера. Цей шар може зберігатися протягом кількох кампаній і оновлюватися в міру необхідності. Днище конвертера виконують із кількох рядів цегли. Нижні ряди викладають звичайно із шамотної цегли на розчині. Після шамотної цегли кладуть кілька рядів магнезитової цегли, а потім укладають смолодоломітові вогнетриви. Ділянки переходу від днища до перших рядів циліндричної частини заповнюють смолодоломітовою масою.

У японській практиці частину футеровки, яка приймає на себе удари від скрапу, що завантажується, виконують із випаленого доломітового вогнетриву, збагаченого MgO до 65%. Для кладки випускного отвору використовують периклазошпінелідні вогнетриви, випалену магнезитову, доломітову й іноді набивну доломітову цеглу.

Для футеровки горловини конвертерів, що працює у більш складних умовах, застосовують випалені і безвипалювальні в касетах смолодоломітові, випалені магнезитові, просочені смолою або магнезитохромітові електроплавлені вогнетриви.

Проведено досліді по виготовленню великих вогнетривких блоків для футеровки конвертерів. Блоки виготовляли із доломітомагнезитового вогнетриву на смоляному зв'язуванні методом віброущільнення. Випробовування показали, що доломітомагнезитові вироби на смоляному зв'язуванні за фізико-механічними і експлуатаційними властивостями не уступали, а за атмосферною стійкістю перевершували пресовані вироби.

Набивні футеровки виконують, звичайно, із двох шарів: захисного - з випаленої цегли, і робочого - зі смолодоломітової маси. Стійкість набивної футеровки приблизно така ж, як і стійкість футеровки із смолодоломітової цегли, однак для її виконання потрібно більше часу. У зв'язку з цим робота на набивній футеровці приводить до зниження продуктивності конвертерного цеху.

У ряді країн для футеровки конвертерів застосовують випалену магнезитову цеглу з високим вмістом оксиду магнію (до 92%). Цю цеглу просочують смолою і, в деяких випадках, піддають термообробці. Щоб підвищити стійкість цегли проти впливу первинних шлаків, стараються підтримувати в них  $\text{CaO/SiO}_2$  не менше 2.

Перші випробування периклазовуглецевих вогнетривів провели на заводах Австрії, де з високоякісного магнезиту виготовили цеглу, до складу якої вводили вуглець. Вуглець відкладається в порах цегли і зменшує проникнення в них газоподібного кисню й оксидів.

Цю цеглу, названу Анкер-Т, використовували для футеровки 30-тонного конвертера фірми Фест. Дослідження показали, що за одну плавку вона зношувалась на 0,82 мм, а звичайна магнезитова і доломітова цегла на смоляній зв'язці – на 1,2 мм. Цегла Анкер-Т-15, виготовлена за такою ж технологією, як і Анкер-Т, але з чистішого магнезиту, витримала 830 плавок і зношувалась всього на 0,48 мм за плавку.

Периклазовуглецеві вогнетриви виявились поки що найкращою розробкою. За рахунок їх застосування за останні 10 років стійкість конвертерів у багатьох країнах значно зросла. Периклазовуглецеві вогнетриви виготовляють з електроплавлених чистих (% MgO > 96%) магнезитових порошків. До них додають лускатий графіт високої чистоти, у ряді випадків антиокислювальні металеві порошки (Al, Mg або Si) і на зв'язці з фенолформальдегідної смоли пресують цеглу під тиском більше 1000 т. Їх якісні характеристики, відповідно до світових стандартів і ділянки футеровки, де доцільно використовувати цеглу різних марок, наведені в табл. 4.3.

Для цих вогнетривів важливі показники вихідної сировини, що надані в табл. 4.4.

Таблиця 4.3

**Характеристика і місце застосування  
периклазовуглецевих вогнетривів при кладці конвертерів**

Марка цегли	MT-10			MT-14			MT-18		
	A	B	C	A	B	C	A	B	C
Хімісклад, %: MgO	80	78	76	76	76	74	72	70	70
С	10	10	10	14	14	14	18	18	18
Пористість відкрита, %	4	5	6	4	5	6	3	4	5
Щільність, г/см <sup>3</sup>	2,90	2,85	2,80	2,90	2,82	2,77	2,90	2,82	2,77
Межа міцності на стискання при кімнатній температурі, МПа	40	35	30	40	35	25	40	35	25
Межа міцності на згинання при 1400°C і товщині 30 мм, МПа	6	5	4	12	8	5	10	7	4
Наявність антиокислювальної добавки (звичайно Al, Mg)	+	-	-	+	-	-	+	-	-
Головне застосування	верхній конус	циліндрична частина	шлако-вий пояс	металева ванна	ділянка цапф	циліндрична частина			

По закінченні кладки периклазовуглецевої футеровки її протягом 24 годин сушать і вводять конвертер у роботу. В цьому випадку у звичайному розігріванні немає потреби.

Знос вогнетривів у кисневих конвертерах залежить як від якості цегли, так і від технології плавки. Футеровка кисневих конвертерів у процесі їх експлуатації повинна протистояти:

а) інтенсивним тепловим потокам, що виникають з боку рідкої фази ванни, первинної реакційної зони і, особливо, високотемпературного факела, який утворюється при розміщенні фурми над ванною і може привести до оплавлення футеровки. Зі збільшенням висоти фурми

Таблиця 4.4

**Електроплавлені магнезитові порошки ( високої чистоти )**

Марки	MgO %	SiO <sub>2</sub> , %	CaO %	Об'ємна щільність г/см <sup>3</sup>
ДМС-98	≥ 98,0	≤ 0,6	≤ 1,2	≥ 3,5
ДМС-97,5	≥ 97,5	≤ 1,0	≤ 1,4	≥ 3,45
ДМС-97	≥ 97,0	≤ 1,5	≤ 1,5	≥ 3,45
ДМС-96	≥ 96,0	≤ 2,0	≤ 2,0	≥ 3,45

**Лускатий графіт**

Марки	Постійний вуглець, %	Зола, %	Леткі, %	Волога, %
Високо-вуглецевий графіт	94-99	6-1	0,6-0,4	0,5
Середньо-вуглецевий графіт	80-93	20,7	1,0-0,8	0,5

**Термотвердіюча фенолформальдегідна смола**

Вміст твердої частини, %	В'язкість, Па/с	Залишковий вуглець, %	Вільний фенол, %
75-81	30-60	> 60	6-7,5

над ванною ця дія посилюється. Тому застосовувані вогнетриви повинні мати досить високі температури початку розм'якшення і плавлення;

б) різким змінам температури поверхневого шару в перервах між плавками, для чого футеровка повинна мати достатню термостійкість (опір сколюванню). У цьому відношенні найбільш несприятливі умови служби верхніх ділянок футеровки;

в) ерозійно-механічному зносу, що виникає при інтенсивному русі рідких фаз ванни при продувці. Останнім часом висловлюється думка про те, що даний вид зносу в звичайних умовах плавки не істотний. Механічний знос має місце при ударах кусків скрапу по футеровці при його завантаженні. У зв'язку з цим завантажувальну сторону футеровки іноді роблять стовщеною. Причиною зносу може бути механічний вплив на горловину при очищенні її від заплесків;

г) фізико-хімічному (корозійному) впливу рідких фаз ванни, особливо бризків шлаку і газової фази. Дослідження показують, що роз'їдаюча дія шлаку на вогнетриви в сотні разів перевищує дію навіть окисленого металу.

У цілому знос футеровки визначається комплексною дією всіх зазначених факторів, але в цьому комплексі вплив шлакометалевої емульсії є головною причиною зносу футеровки. Це підтверджується тим, що найбільш інтенсивний знос футеровки спостерігається, як правило, у середніх і верхніх ділянках, тобто в зоні шлакового пояса і високо-температурного факела (рис. 4.32).

Менше піддаються зносу днище, нижній конус і низ циліндричної частини футеровки конвертера. Знос днища має лінзовидний характер з найбільшою глибиною у підфурменій зоні і залежить, в основному, від глибини проникнення струменя кисню у ванну. У шоломовій частині конвертера спостерігається дещо підвищений знос у зоні льотки і зливної частини горловини у зв'язку з впливом шлаку, що зливається, і різких коливань температури.

Механізм руйнівної дії шлаку на футеровку пов'язаний з міграцією оксидів зі шлаку через пори у поверхневі шари цегли, що, з одного боку, викликає утворення легкоплавких розчинів і хімічних сполук зі складовими вогнетриву і полегшує тим самим розчинення поверхневого шару футеровки у шлаку і його оплавлення, а з іншого - обумовлює переродження поверхневих шарів цегли й утворення в ній зон з різними фізичними властивостями, що сприяє сколюванню цегли при різких змінах температур кладки. У зв'язку з цим дуже важлива шлакостійкість цегли, що залежить від її щільності (пористості) і змочуваності оксидними розплавами. У зносі випаленої цегли велику роль відіграє сколювання.

У випадку застосування безвипалювальної цегли на смоляній зв'язці, цегли, просоченої смолою, або, особливо, периклазвуглецевої, важливу захисну роль у процесі зносу вогнетривів відіграє наявність у них прошарків графіту, які погано змочуються оксидними розплавами, що істотно утруднює проникнення шлаку у пори цегли. Механізм зносу таких вогнетривів має специфічний характер і пов'язаний з окислюванням компонентами шлаку вуглецю – продукту крекінгу смоляних оболонок зерен доломіту і магнезиту:



Вуглець окислюється також і киснем газової фази за реакцією



Після видалення графіту відбувається просочення цегли шлаком і наступний знос, пов'язаний, в основному, з розчиненням і оплавленням поверхневого шару футеровки. Тому на знос і стійкість вогнетривів, що містять вуглець, впливає вміст оксидів заліза у шлаку, склад і окислювальний потенціал атмосфери конвертера в періоди розігріву кладки, продувки і перерв між плавками.

За допомогою хімічного і мікроскопічного досліджень випаленої цегли після служби в конвертерах можна виявити її зональну структуру. За незмінною зоною в напрямку до шлаку знаходяться перехідна і робоча зони зі зростаючим вмістом компонентів шлаку, що мігрують у вогнетриви ( $FeO$ ,  $Fe_2O_3$ ,  $MnO$ ,  $SiO_2$  та ін.). У вуглецевмісній цеглі за незмінною зоною

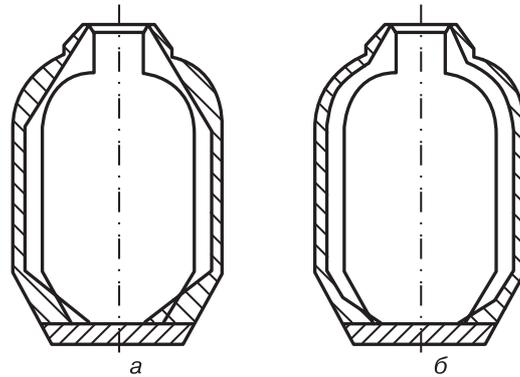


Рис. 4.32. Характер зносу футеровки під час продувки крізь п'ятисоплову (а) і трисоплову (б) фурми

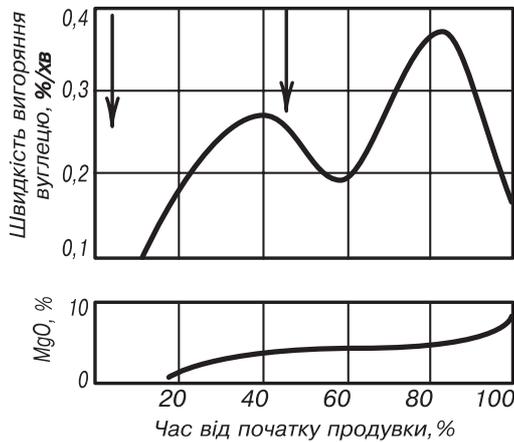
розташовуються послідовно зневуглицьована (0,5–2 мм) і офлюсована (робоча) зони. На значній частині поверхні футеровки після випуску чергової плавки утворюється і залишається кірка шлакового гарнісажу, яка змивається протягом наступної плавки.

Знос кладки конвертера, пов'язаний з корозійним впливом шлаку, є складним процесом і складається з наступних ланок:

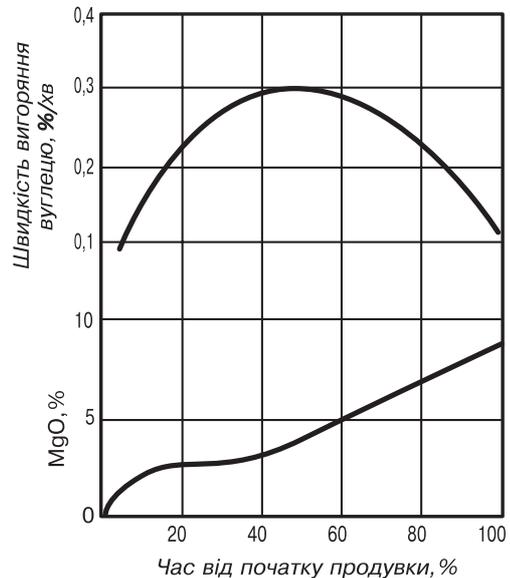
а) зовнішнього масопереносу, тобто підведення компонентів шлаку ( $\text{FeO}$ ,  $\text{SiO}_2$ ) до поверхні вогнетриву і відведення в рідку фазу продуктів розчинення й оплавлення вогнетриву;

б) внутрішнього масопереносу, тобто міграції компонентів шлаку у вогнетриві (рух у порах, по границях зерен, проникнення у кристалічну решітку зерен), що супроводжується окислюванням графіту, утворенням легкоплавких розчинів, хімічних сполук шлаку зі складовими вогнетриву і його переродженням.

Тільки при швидкостях руху шлаку менше 0,05 м/сек, що мають місце лише на початку плавки, коли швидкість окислювання вуглецю, особливо в периферійних ділянках ванни, також мала, знос випалених вогнетривів залежить від зовнішнього масопереносу.\* Протягом основної частини плавки знос вогнетривів не залежить від інтенсивності перемішування ванни і ланки зовнішнього масопереносу. Це підтверджується тим, що між швидкістю окислювання вуглецю, яка визначає інтенсивність перемішування ванни та швидкість руху шлаку в ній, і швидкістю зносу футеровки в процесі плавки не спостерігається помітного зв'язку як для випалених (рис. 4.33), так і для безвипалювальних (рис. 4.34) вогнетривів. В період максимальної швидкості окислювання вуглецю в процесі плавки має місце мінімальний знос і перехід у шлак вогнетривів. Таким чином, знос футеровки визначається, очевидно, тривалістю контакту її зі шлаком, а не швидкістю руху шлаку. Вищевикладене підтверджує



**Рис. 4.33.** Зміна вмісту  $\text{MgO}$  у шлаку і швидкості окислення вуглецю під час продувки в конвертері з периклазошпінелідною футеровкою (стрілки - моменти присадки руди для охолодження)



**Рис. 4.34.** Зміна вмісту  $\text{MgO}$  у шлаку і швидкості окислення вуглецю під час продувки в конвертері зі смолодомітовою футеровкою

\* Існує думка, що швидкість розчинення у шлаку вуглецевмісних вогнетривів лімітується реакцією газифікації вуглецю зв'язування.

несуттєвість ерозійного зносу вогнетривів у звичайних умовах плавки і є теоретичним обґрунтуванням позитивного впливу підвищення інтенсивності продувки на стійкість футеровки.

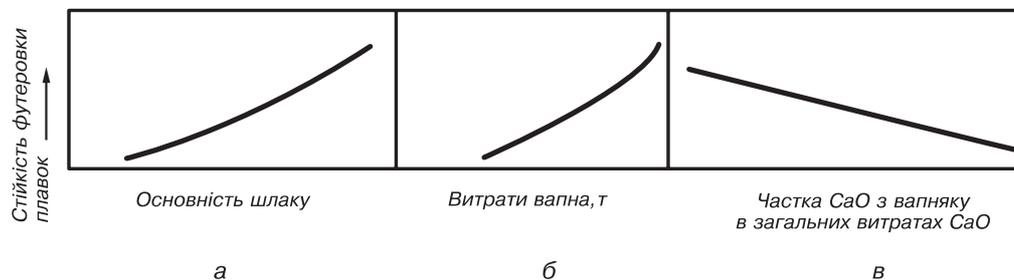
Інтенсивність зносу футеровки істотно змінюється в процесі плавки: найбільш сильний знос спостерігається на початку плавки, внаслідок високої концентрації  $\text{SiO}_2$  і  $\text{FeO}$  у шлаку, і наприкінці продувки у зв'язку з комплексною дією високої температури ванни і підвищеного вмісту оксидів заліза у шлаку. Динаміка зносу в процесі продувки випалених і безвипалювальних вогнетривів дещо різна. Період інтенсивного зносу смолодомітової футеровки в другій частині плавки більш тривала і кількість магнезії, що перейшла у шлак, в процесі плавки зростає більш монотонно.

Основними вимогами до якості вогнетривів на смоляному зв'язуванні є: низький вміст полуторних оксидів ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ), що знижують вогнетривкість і сприяють окислюванню вуглецю зв'язування; висока густинність і низька пористість цегли; мінімальний розмір пор за рахунок підбору зернового складу вогнетривкої маси (утруднюють проникнення шлаку у цеглу); оптимальна кількість смоли; мінімальний вміст летких у смоли; достатня механічна міцність цегли.

Значний вплив на стійкість футеровки і її знос справляє склад шлаку. Він визначає в'язкість шлаку, крайовий кут змочування шлаком поверхні вогнетриву, поверхневий натяг шлаку, тобто властивості, від яких залежить здатність шлаку проникати в пори футеровки, а також утворювати в робочій зоні футеровки легкоплавкі з'єднання, змінювати хіміко-мінералогічний склад робочої зони, її вогнетривкість і механічну міцність. Збільшення вмісту кремнезему у шлаку підсилює роз'їдаючу дію шлаку на футеровку. Тому доцільним є зниження вмісту кремнію у чавуні і концентрації  $\text{SiO}_2$  у сипучих матеріалах, особливо – руді.

З метою зменшення агресивного впливу шлаку з підвищеним вмістом кремнезему на футеровку бажано всіляко прискорювати розчинення вапна і формування активного основного шлаку. Стійкість футеровки істотно підвищується при прискореному формуванні шлаку і росту основності кінцевого шлаку до 3,5 і вище (рис. 4.35). Це досягається шляхом підвищення якості вапна, збільшення його витрат. Використання піднякю замість вапна, при дефіциті останнього, внаслідок уповільнення формування шлаку приводить до зменшення стійкості кладки конвертера. При заміні залізної руди і частини вапна високоосновним агломератом і окотишами значно прискорюється шлакоутворення та істотно підвищується стійкість футеровки - на 20-40%. Цей захід особливо ефективний при охолодженні ванни залізною рудою.

При комбінованому охолодженні ванни конвертера металевим бруктом і невеликими присадками (15-20 кг на 1 т сталі) високоосновного агломерату основність шлаку і стійкість футеровки також підвищуються у порівнянні з охолодженням ванни тільки бруктом. Інші заходи поліпшення шлакоутворення розглянуті раніше (див. розділ 4.7).



**Рис. 4.35. Вплив основності шлаків (а), витрат вапна (б) і частки  $\text{CaO}$  з вапняку в загальних витратах  $\text{CaO}$  (в) на стійкість смолодомітової футеровки**

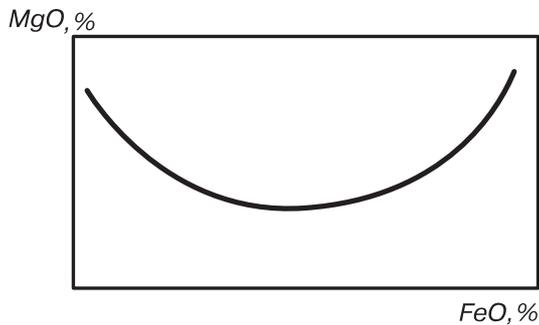


Рис. 4.36. Залежність вмісту MgO у шлаку кінця плавки від вмісту в ньому FeO

Оксиди заліза у шлаку по-різному впливають на футеровку. З одного боку, при збагаченні шлаку FeO прискорюється шлакоутворення і зменшується негативна дія кремнезему на кладку, але, з іншого боку, міграція FeO у вогнетриви сприяє їх зносу. Це обумовлює екстремальний характер залежності зносу футеровки і її стійкості від вмісту оксидів заліза у шлаку (рис. 4.36). На лівій частині кривої превалює позитивний вплив оксидів заліза на стійкість кладки. Негативний вплив оксидів заліза на стійкість футеровки пов'язаний з тим, що вони знижують в'язкість шлаку, поліпшують

змочування шлаком вогнетривів, тобто сприяють проникненню шлаку в пори футеровки. Крім того, оксиди заліза викликають знеуглецьовування цегли й утворення легкоплавких феритів кальцію у вогнетривах, що містять оксид кальцію.

При вмісті оксидів заліза у шлаку вище оптимального значення, з ростом окисленості шлаку знос кладки посилюється. Це особливо стосується кінцевого шлаку і кладки з вогнетривів, що містять смолу і графіт, для яких оптимальний вміст FeO у шлаку звичайно нижчий (9-13%), ніж для звичайних випалених вогнетривів (13-15%). У цьому випадку частіше превалює негативний вплив оксидів заліза шлаку на стійкість кладки. Взагалі, бажано на початку плавки мати шлаки з підвищеним вмістом FeO для прискорення шлакоутворення, але після розчинення вапна й утворення гомогенного шлаку наприкінці плавки – обмежувати окисленість шлаку. Це доцільно і з точки зору показників виходу придатного металу.

Дослідження, проведені Р.В. Старовим і В.І. Явойським, показали, що найбільш розчинним у шлаку є оксид кальцію, а найбільш агресивним компонентом шлаку – оксиди заліза. На думку цих дослідників, негативний вплив зниження основності шлаку на стійкість футеровки безпосередньо пов'язаний не з роз'їдаючою дією кремнезему, а з підвищенням активності оксидів заліза у шлаку.

Наявні дані свідчать про те, що при основності шлаку більше 1,5-1,7, тобто в другій половині плавки, коли відбувається найбільший знос смолодоломітової футеровки, збільшення вмісту кремнезему у шлаку супроводжується підвищенням коефіцієнта активності закису заліза в ньому.

Збагачення шлаку MgO (до 6-7%) шляхом введення магнезії до складу шлакоутворюючих матеріалів, наприклад, у вигляді доломітизованого вапна, ускладнює перехід MgO з вогнетривів у шлак внаслідок зміни умов масопереносу MgO у шлаку (наближення до межі розчинності магнезії у шлаку), а також деякого поліпшення шлакоутворення, зменшення активності кремнезему і закису заліза у шлаку. При надмірному збагаченні шлаку MgO різко зростає його в'язкість і утруднюється формування активного шлаку.

Вміст марганцю у чавуні звичайно незначно впливає на стійкість футеровки. За даними деяких досліджень, збільшення вмісту марганцю в чавуні і закису марганцю у первинному шлаку, наприклад, шляхом присадок марганцевої руди, у зв'язку з прискоренням шлакоутворення і зменшенням активності кремнезему у шлаку, дещо збільшує стійкість футеровки (рис. 4.37).

Присадки плавикового шпату двояко впливають на умови служби футеровки; з одного боку, прискорюючи розчинення вапна, з іншого - викликаючи розчинення футеровки. Найбільша стійкість футеровки досягається при деякій оптимальній величині присадки плавикового шпату, що залежить від типу застосовуваних вогнетривів і особливостей технології процесу.



Рис. 4.37. Залежність стійкості футеровки від параметрів конвертерної плавки

Зі збільшенням кількості шлаку звичайно посилюється знос футеровки. Велика кількість шлаку, що утворюється при переділі високофосфористого чавуну, є основною причиною зниженої стійкості футеровки в цьому випадку. Залишення невеликої кількості кінцевого шлаку в конвертері (1/3-1/4 від загальної його кількості) обумовлює прискорення шлакоутворення і позитивно впливає на стійкість кладки.

При збільшенні витрат брухту на плавку -  $m_{бр}$ , дещо погіршуються умови шлакоутворення і незначно подовжується процес продувки. Однак стійкість футеровки конвертера при заміні залізної руди брухтом і збільшенні частки брухту в металошихті звичайно підвищується (рис. 4.38), що обумовлено зниженням кількості кремнезему, внесеного у шлак, зниженням кількості шлаку внаслідок зменшення концентрації кремнію та інших домішок у металошихті, і більш низькою температурою ванни протягом майже всієї плавки.

Досягненню високої стійкості футеровки сприяє оптимальний температурний режим процесу, що характеризується достатньою (не дуже низкою) температурою ванни на початку операції, що забезпечує успішне шлакоутворення і відсутність викидів, та обмеженням температури ванни наприкінці плавки (до оптимальної, з точки зору якості сталі). У лабораторних дослідженнях при постійному складі шлаку виявлено збільшення зносу вогнетривів з ростом температури шлаку. Разом з тим, зміна температури сталі в звичайних межах, за даними ряду досліджень, слабо впливає на стійкість футеровки у зв'язку з тим, що безпосередній негативний вплив підвищення температури на стійкість кладки нейтралізується її позитивним впливом на шлакоутворення. Лише перевищення наприкінці плавки деякого граничного значення температури ванни ( $1625-1670^{\circ}\text{C}$ ), що залежить від марки сталі й особливостей технології, приводить до помітного збільшення зносу футеровки.

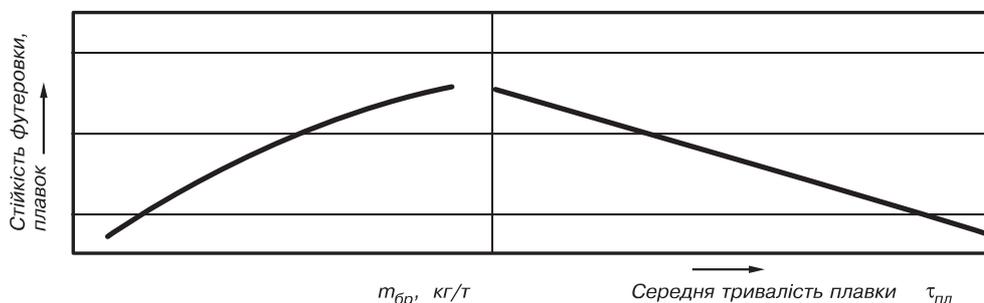


Рис. 4.38. Вплив інших параметрів конвертерних плавок на стійкість футеровки

Скорочення перерв між плавками сприяє зменшенню зносу сколюванням і підвищенню стійкості кладки. Підвищенню стійкості футеровки також сприяє віддалення її від зони кисневого струменя і високотемпературного факела, що досягається шляхом збільшення діаметра конвертера і зміни його форми (перехід до кулястої форми).

Відхилення осі фурми від осі конвертера і, особливо, коливання фурми при продувці, у зв'язку з недостатньою жорсткістю її горизонтального кріплення, викликають наближення високотемпературної підфурменої зони до футеровки конвертера, її нерівномірний знос і зниження стійкості.

На стійкість футеровки істотно впливає також дуттєвий режим процесу. При надто високому положенні фурми посилюється тепловий вплив на кладку високотемпературного факела і формуються шлаки із досить високим вмістом оксидів заліза при недостатньому перемішуванні ванни. У випадку дуже низького положення фурми утворюється шлак малої окисленості, що сповільнює шлакоутворення.

Оптимальні, з позицій шлакоутворення і виключення викидів, число сопел  $n$  і кут нахилу струменів сприяють  $\alpha$  підвищенню стійкості кладки і зміні характеру її зносу. Оптимальна величина кута залежить від ємкості конвертера.

Особливий характер має знос вогнетривів у місці підведення дуття у ванну через сопла, розташовувані у футеровці (донне повітряне і кисневе дуття, продувка збоку). У зоні взаємодії рідкі фази, що складаються з оксидів заліза й окисленого металу, періодично, з частотою до 10 Гц, відкидаються назад, ударяючись об футеровку. Висока температура реакційної зони (до 1900°C - при повітряному і 2500°C - при кисневому дутті) і агресивний вплив оксидів заліза сприяють значному прискоренню зносу вогнетривів у зоні розташування дуттєвих сопел і фурм (20 мм/плавку – продувка повітрям, 1000 – киснем без використання захисного середовища і 5 мм/плавку – киснем в оболонці захисної фази).

Швидкість зносу футеровки стін і горловини конвертера коливається від часток одиниці до 6 мм/плавку, в залежності від якості вогнетриву й умов перебігу продувки.

У цілому знос футеровки визначається комплексним впливом перерахованих факторів, причому в різних місцях внутрішньої поверхні футеровки існують зони переважного впливу будь-якого з них. Однак, як уже сказано, в цьому комплексі роз'їдання футеровки шлаком є, звичайно, головною причиною її зносу.

Як бачимо, незважаючи на наявність загальних моментів у закономірностях розчинення вапна й основної футеровки, вони, разом з тим, істотно відрізняються. В останньому випадку дуже мала роль зовнішнього масопереносу,  $\text{SiO}_2$  шлаку є активним розчинником вогнетривів, при невеликих вмістах зростання  $\text{FeO}$  сприяє зменшенню зносу футеровки. Причини цих розходжень пов'язані, очевидно, зі значною густинністю вогнетриву, віддаленістю футеровки від високотемпературних зон, захисною дією вуглецю зв'язування та іншими особливостями.

Футеровка зношується нерівномірно не тільки в процесі продувки, але й по висоті і перетину конвертера. На більшій частині поверхні футеровки утворюється шлаковий гарнісаж, за своїм складом і будовою аналогічний кінцевому конвертерному шлаку. Гарнісаж утворюється після зупинки продувки під час добору проб, виміру температури, очікування результатів аналізу, зливу сталі і шлаку. При цих операціях шлак намерзає на поверхню футеровки, температура якої у міжпродувочний період знижується. Частина футеровки (рис. 4.39) в ході цих операцій не контактує зі шлаком і залишається незахищеною шлаковим гарнісажем. Зони футеровки, які не захищені шлаковим гарнісажем і омиваються шлаком у процесі продувки (в ділянці цапф), піддані впливу кисню повітря, що втікає у конвертер, зношуються швидше за інші зони. На поверхні футеровки існують, таким чином, чотири зони, що найбільше зношуються – дві в ділянці цапф і дві – на горловині над цапфами. Шлаковий гарнісаж зберігається на поверхні приблизно протягом 40-50% часу продувки, тобто швидкість зносу

вогнетривів у зонах, не захищених гарнісажем, майже в 2 рази вища. Слід ще раз зазначити, що футеровка ванни, тобто нижньої її частини, практично не зношується, тому що у вогнетриви на вуглецевому зв'язуванні, на відміну від вогнетривів на керамічному зв'язуванні, метал не проникає.

Знос футеровки нерівномірний також протягом кампанії – у першій половині вогнетриви зношуються в 1,2-1,5 рази швидше, ніж у другій половині, коли робоча поверхня футеровки внаслідок зносу віддаляється від реакційних зон, а вогнетриви вже пройшли своєрідну термообробку в процесі служби. Але, мабуть, основне значення має той факт, що з цього періоду профіль конвертера найбільше відповідає умовам низько-турбулентної течії шлаку біля вогнетривів.

У випадку застосування в другій половині кампанії торкретування та інших заходів розходження у швидкості зносу стає ще вище.

Розроблений в СРСР спосіб факельного торкретування футеровки розповсюджений в ряді країн.

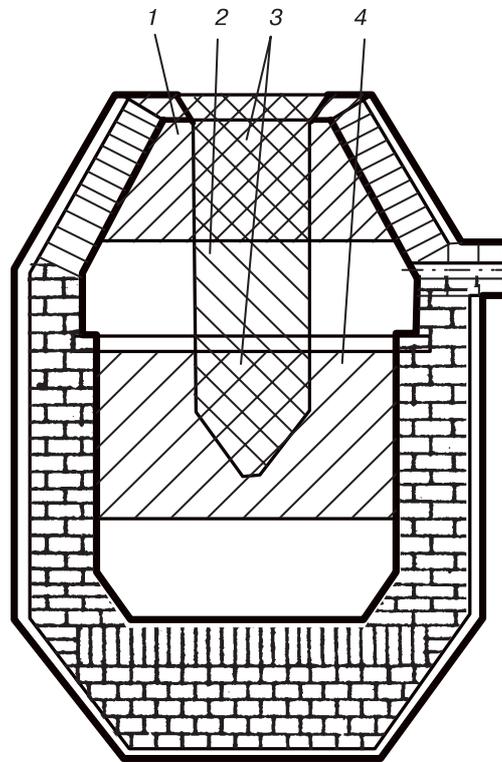
Сутність факельного торкретування полягає в подачі за допомогою торкрет-фурми (рис. 4.40) вогнетривкового порошку в суміші з паливом і киснем на неостиглу після зливу попередньої плавки футеровку. При горінні палива в кисні розвиваються високі температури, завдяки чому вогнетривкі частки на шляху до футеровки розм'якшуються і, досягаючи футеровки, прилипають до неї.

Торкретування здійснюють при вертикальному положенні фурми (рис. 4.41, 4.42) або фурмою, що вводиться наземними машинами при горизонтальному положенні конвертера (рис. 4.43). Вертикальне торкретування є цілком механізованою й автоматизованою операцією і не приводить до забруднення атмосфери цеху, бо газ виходить у систему газоочистки.

В якості вогнетривкої складової торкрет-мас можуть застосовуватись вапно, вапно в суміші з різними добавками, доломіт, магнезит, в якості палива - коксик (20-25% торкрет-маси) або пропан, зріджений нафтовий газ і т.д. Товщина торкрет-покриття, що наноситься за одну операцію, складає 5-150 мм. Швидкість зносу торкрет-покриттів значно вища, ніж швидкість зносу вогнетривів, і складає 2-20 мм за плавку.

Торкретування можна здійснювати, починаючи з будь-якої плавки. Тривалість однієї операції 5-20 хв. Питомі витрати торкрет-маси складають 2-4 кг/т.

В останні роки значне поширення отримав спосіб роздування кисневого шлаку в кисневому конвертері, який увесь залишають у конвертері після плавки. Він передбачає вдування азоту високого тиску через верхню кисневу фурму конвертера з розбризкуванням шлаку, який, попадаючи на футеровку, охолоджується, твердіє і створює шар, який захищає робочий шар футеровки. Цей шлаковий шар сприяє зниженню швидкості зносу вогнетривів, під-



**Рис. 4.39. Зони зносу футеровки конвертерів:**  
 1 - зона дії кисню повітря, що підсмоктується в конвертер під час продувки; 2 - зона футеровки, що не змочується шлаком на повалках конвертера; 3 - зони, що зношуються найбільше; 4 - зона футеровки, що омивається шлаком у процесі продувки

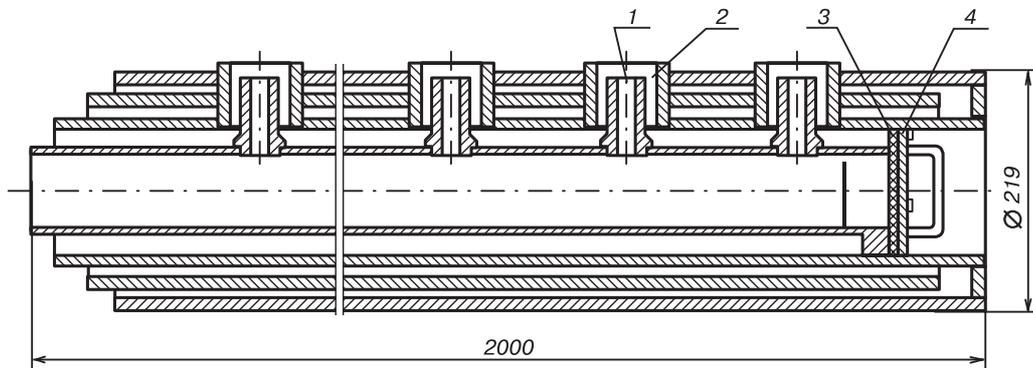


Рис. 4.40. Головка торкрет-фурми: 1 - сопло торкрет-маси; 2 - киснєве сопло; 3 - прокладка; 4 - зйомна заглушка

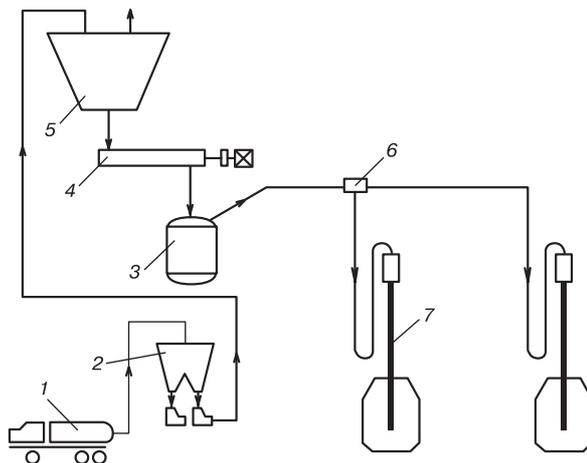


Рис. 4.41. Схема комплексу для вертикального факельного торкретування конвертерів:

- 1 - автоцементовоз; 2 - бункер запасу торкрет-маси; 3 - пневмокамерний насос; 4 - шнековий дозатор;
- 5 - бункер торкрет-маси; 6 - двоходовий перемикач; 7 - торкрет-фурма

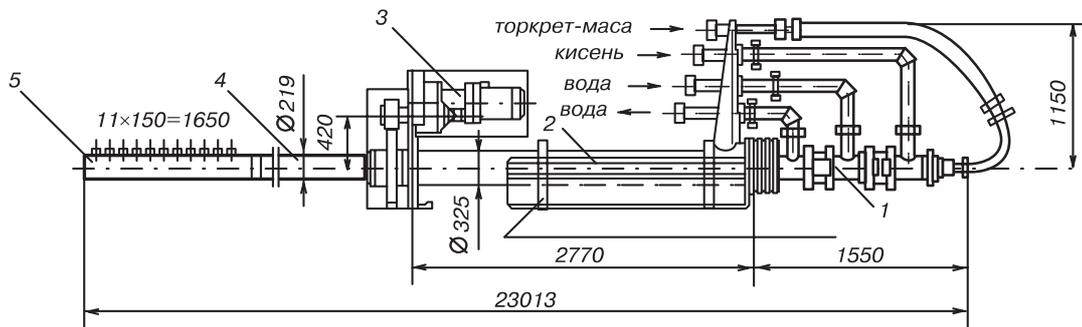
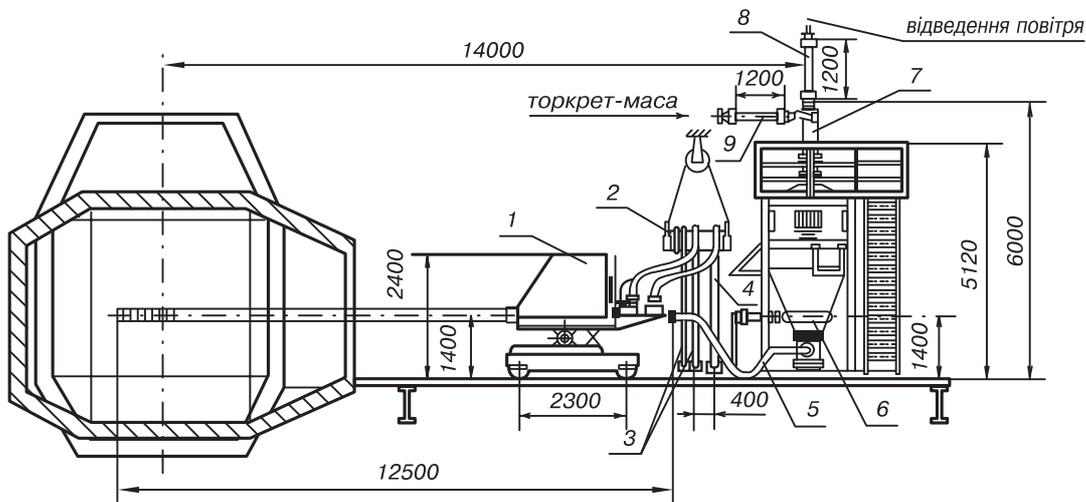


Рис. 4.42. Вертикальна торкрет-фурма: 1 - вузол колекторів; 2 - нерухома опора; 3 - механізм обертання; 4 - стовбур торкрет-фурми; 5 - головка торкрет-фурми



**Рис. 4.43. Розміщення комплексу обладнання для горизонтального факельного торкретування:**

- 1 - торкрет-машина; 2 - підвіска шлангів; 3 - гнучкі рукави подачі води; 4 - гнучкий рукав подачі кисню;  
5 - гнучкий рукав подачі торкрет-маси; 6 - камерний живильник; 7 - циклон; 8 - трубопровід скидання повітря; 9 - трубопровід подачі торкрет-маси

вищенню експлуатаційної готовності агрегату і зниженню експлуатаційних витрат. Процес реалізується при повному випуску сталі, коли в конвертері залишається лише шлак, а також при наявності в конвертері сталі і шлаку. Режим продувки в обох випадках різний і різні зони футеровки, на яких утворюється гарнісаж. Спочатку в цій технології в якості технологічного газу використовували аргон, а азот, що може поглинатися сталлю, був випробуваний пізніше.

На заводі Індіана Харбор фірми LTV (ЛТВ) вперше застосували технологію роздування шлаку в рамках загальної програми служби вогнетривів. Серед досягнень – рекордний термін служби футеровки, який дорівнює 15658 плавкам, підвищення коефіцієнта використання конвертера з 78% у 1984 р. до 98% у 2002 р. і зниження витрат на торкретування на 66% при зниженні питомих витрат вогнетривів на 0,38 кг/т. Досягнуто навіть збільшення виходу придатного завдяки тривалій експлуатації старого агрегату зі зношеною футеровкою і збільшеною внаслідок цього ємкістю.

Технологію освоїли в 10 конвертерних цехах США, крім того, ще чотири цехи планують впровадити роздування шлаку протягом найближчого часу. Отримані результати аналогічні опублікованим фірмою ЛТВ. Обсяг доступної інформації поки що досить обмежений у зв'язку з тим, що футеровки служать більше одного-двох років.

Технологія роздування шлаку передбачає наступні етапи:

- випуск плавки з конвертера;
- візуальний контроль стану шлаку з метою оцінки необхідності введення добавок для його кондиціювання;
- візуальний контроль стану футеровки конвертера з метою виявлення зон, що вимагають особливої уваги при проведенні роздування;
- хитання конвертера для нанесення покриття на завантажувальній і випускній ділянках футеровки;
- опускання кисневої фурми в задану позицію і початок продувки азотом (витрати азоту аналогічні розрахунковим для даної фурми витратам кисню);

- зміна положення фурми при керуванні від ЕОМ чи вручну з метою формування шлакового покриття на всій поверхні футеровки або збереження постійного положення фурми для покриття певної ділянки футеровки;

- продовження процесу протягом заданого часу;

- припинення продувки і підйом фурми;

- випуск залишку шлаку у шлаковозний ківш, після чого конвертер готовий до завантаження шихти для наступної плавки.

Для успішної реалізації процесу роздування шлаку ключовими факторами є подача азоту, основні характеристики шлаку і належне виконання операції роздування. Найважливішою умовою слід вважати достатнє постачання азоту. Витрати і тиск азоту визначаються проектними характеристиками кисневої фурми в даному цеху. Ці дані визначають пропускну здатність трубопроводів, ємкість, тиск і кількість ресиверів для зберігання газу і потужність компресора, необхідну для відновлення параметрів газу в системі до наступного циклу роздування шлаку.

Якщо шлак дуже рідкий, він не затримується і стікає по стінці конвертера. Фактично в більшості конвертерних цехів, де застосовують технологію роздування, оптимальний вміст оксиду магнію складає 8-14%.

У якості коригуючих склад шлаку добавок використовують вугілля, вапняк, доломіт і матеріали, що містять оксид магнію. Звичайно, якщо плавку піддавали додувці, то для охолодження шлаку додають звичайний чи доломітизований вапняк, підвищують в'язкість шлаку і знижують вміст у ньому оксидів заліза. Заводський фахівець може також прийняти рішення не проводити роздування шлаку після даної плавки, а дочекатися більш сприятливого моменту. Після плавки з високою температурою сталі, що випускається, слід остудити шлак вапняком, перш ніж проводити роздування. У деяких цехах додають одночасно вапняк і вугілля для спінення шлаку.

При впровадженні технології роздування шлаку були розглянуті деякі металургійні аспекти, в тому числі підвищення вмісту фосфору чи сірки у сталі, погіршення параметрів плавки на випуску. На жодному із заводів, де застосовують нову технологію, з цими потенційно існуючими проблемами на практиці поки що не зіткнулися.

Завдяки роздуванню шлаку з'являється можливість легування сталі азотом при вдуванні газу на кінцевій стадії конвертерної плавки. У системі трубопроводів для подачі азоту в цьому випадку будуть потрібні додаткові клапани і засоби керування, щоб забезпечити змішування кисню з азотом. Однак у кінцевому рахунку це дасть значну економію азотовмісних феросплавів, які необхідні для досягнення того ж результату.

Практично на всіх заводах, де впровадили нову технологію, домоглися удвічі більшої тривалості кампанії без збільшення витрат торкрет-матеріалу. Більш того, на заводах деяких фірм, що реалізують роздування шлаку, питомі витрати торкрет-матеріалу значно знизилась (максимально у 3 рази). Зниження питомих витрат на вогнетриві досягає 0,35 ум.гр.од./т сталі. Ще однією перевагою є підвищення експлуатаційної готовності конвертера, що веде до підвищення продуктивності. У цеху з двома 250-тонними конвертерами при 40 плавках за добу зменшення числа перефутеровок на рік на одну одиницю (простій 10 діб) дозволяє підвищити продуктивність на 50 тис.т/рік. Продовження роботи конвертера зі зношеною футеровкою при збільшеній ємкості сприяє зменшенню виплесків і збільшенню виходу придатного.

Впровадження будь-якої технології не обходиться без проблем. На перших установках для роздування шлаку зіткнулися з утворенням охолоді на фурмі. Експерименти показали також, що проблема загострюється, якщо роздування шлаку проводиться при наявності в конвертері деякої кількості сталі.

Для вирішення проблеми утворення охолоді ефективними визнані кілька заходів. По-перше, з цією проблемою не стикалися в цехах з достатнім водопостачанням для охолодження фурм. По-друге, якщо перед проведенням роздування гарячу фурму, яку використовували

для продувки металу, діставали з конвертера і замінювали холодною, взятою зі стелажа, тоді проблема утворення охолоді практично не виникала. Досвід показує, що шлак не тужавіє з холодною поверхнею фурми. Якщо під час роздування шлаку в конвертері відсутня сталь, то немає ймовірності утворення шорсткуватої поверхні, на якій легко осаджується шлак. При зберіганні фурми для роздування шлаку на стелажі у проміжках між циклами використання утворена шлакова охолодь охолоджується і відокремлюється з фурми.

Конвертери з донним газовим перемішуванням ванни створюють додаткові труднощі. При роздуванні шлаку не слід допускати покриття ним днища конвертера. Витрати азоту повинні бути досить значні, щоб здувати шлак із поверхні днища. Може стати необхідною зміна тиску чи витрат газу, що продувається через донні фурми або інші елементи системи донного перемішування.

На конвертерах з досить зношеною футеровкою додаткові вимоги пред'являються до допоміжного устаткування: газоходу, сталевозних візків та ін. Отже, необхідно передбачити і реалізувати заходи для збільшення терміну служби допоміжного устаткування.

Затрати на спорудження системи для роздування шлаку залежать від потужності системи подачі азоту, яка, як правило, є в сталеплавильному цеху, і від того, яке устаткування необхідне для задоволення вимог, що пред'являються до процесу роздування. Затрати залежать також від вимог до інтелектуального рівня системи керування і від того, чи планується проводити легування азотом з використанням устаткування системи роздування шлаку. Капітальні витрати коливаються в межах від понад 1 млн. ум.гр.од. до 100 тис. ум.гр.од. Трубопроводи, компресори, ресивери високого тиску і керуючі клапани значно підвищують витрати. Однак ці витрати швидко окупаються. Для цехів з великим об'ємом виробництва термін окупності складає всього кілька місяців. Реальна економія може досягати 300 тис. ум.гр.од./міс.

Підвищенню стійкості вогнетривкої футеровки сприяють наступні заходи:

1) Заміна руди як охолоджувача бруктом. Обумовлює зменшення кількості шлаку, вміст у ньому оксиду кремнію, середньої температури ванни в процесі продувки і кількості перегрітих плавов.

2) Прискорення формування активного основного шлаку. Дозволяє скоротити тривалість агресивного впливу оксиду кремнію на футеровку. Досягається своєчасними присадками оптимальної кількості плавикового шпату, високоосновного агломерату й офлюсованих окотишів.

3) Збільшення інтенсивності продувки. Знижує тривалість продувки і час контакту вогнетривів зі шлаком і високотемпературним підфурменим факелом.

4) Збагачення шлаку оксидом магнію до визначеної межі шляхом введення MgO до складу шлакоутворюючих матеріалів, наприклад, доломітизованого вапна. Утруднює масо-перенос MgO з вогнетривів у шлак і сповільнює міграцію оксидів у пори цегли.

Надмірне наростання MgO небажане, тому що ускладнюється формування активного основного шлаку.

5) Зниження вмісту SiO<sub>2</sub> у сипучих матеріалах і кремнію в чавуні до оптимальної межі. Сприяє підвищенню стійкості кладки, оскільки зменшується кількість легкоплавких силікатів у поверхневих шарах цегли.

6) Забезпечення окисленості шлаків (особливо кінцевих) на визначеному оптимальному рівні. Необхідність проведення заходів пов'язана з двоякою дією (FeO) на службу футеровки: позитивною щодо прискорення шлакоутворення і негативною через вплив її міграції у вогнетриви й утворення в їхніх поверхневих шарах легкоплавких феритів. Якщо (FeO) наприкінці продувки перевищує доцільну межу (звичайно 12-14%), що спостерігається при виплавці маловуглецевих сталей, то в сполученні з високою температурою ванни це приводить до значного зниження стійкості футеровки.

7) Скорочення перерв між плавками. Приводить до зменшення окислювання вуглецю цегли і коливань температури футеровки.

8) Віддалення футеровки від зони струменів кисню і високотемпературного факела. Досягається в результаті використання конвертера грушоподібної форми і збільшення його діаметра. Правильним конструюванням фурми і профілю конвертера необхідно забезпечити наявність буферних периферійних зон відносно взаємодії кисневих струменів з металом, що складають у великих конвертерах для стін ~ 0,5 м, для днищ ~ 0,4 м.

9) Дотримання оптимального дуттєвого режиму. Положення фурми повинне забезпечити (FeO), достатні для інтенсивного шлакоутворення, але не шкідливі для стійкості футеровки; при надто високому положенні фурми посилюється тепловий вплив на кладку високотемпературного факела і хімічний вплив підвищеного (FeO). Перехід від однострумінних фурм до багатострумінних і збільшення кута розбіжності струменів обумовлює більш рівномірне газовиділення у ванні, поліпшення шлакоутворення, підвищення стійкості кладки і зміну характеру її зносу (зона інтенсивного зносу переміщується донизу). Однак високотемпературні зони, що утворюються під струменями, наближаються до кладки, збільшуючи імовірність її локального зносу. Тому кут повинен бути оптимальним.

10) Забезпечення рівномірного введення вапна у ванну не пізніше 6-7 хв. після початку продувки, використання високоякісного вапна (CaO ~ 95%) і підвищення основності кінцевих шлаків до 3,3-3,5.

11) Створення умов для ритмічної роботи конвертера (зменшення числа додувок, простоїв і перегрітих плавок).

12) Поліпшення конструкції футеровки (див. розд.10).

13) Застосування факельного торкретування.

14) Застосування високочистих вихідних матеріалів з мінімальною пористістю, підбір раціонального зернового складу шихти, підвищення вмісту в ній вуглецю до 10-22% і тиску пресування при виготовленні вогнетривів.

15) Застосування зондового методу контролю температури і складу в процесі продувки без повалки конвертера, що дозволяє довести кількість плавок без додувок до 90-95%. Переконаливо це підтверджується досвідом роботи одного з заводів Японії:

кількість плавок, проведених з використанням зондової установки, %	0	50	100
стійкість футеровки, число плавок	1052-1374	2014	3024

16) Розбризкування підготовленого (збагаченого MgO і CaO) кінцевого шлаку на футеровку після зливу з конвертера сталі.

#### **4.9. Фізичні втрати металу**

До фізичних втрат металу відносяться втрати з викидами, виносом, корольками у шлаку і димом.

Викидами називаються періодичні переливи через горловину конвертера шлакометалевої емульсії, обумовлені різким спінюванням рідкої ванни, або виплески макрообсягів сумішей металу і шлаку в моменти вибухподібного прискорення окислювання вуглецю. Викиди, що відбуваються нерівномірно, можуть викликати значні втрати металу, в деяких випадках вони сягають 2-3% і більше від маси рідкої сталі.

В результаті викидів і виносу метал попадає в камін конвертера, що зумовлює тривалі зупинки для очищення і ремонту елементів каміна, охолоджувальної системи або котла-утилізатора.

В процесі продувки, крім викидів, спостерігається безперервний бризковиннос дрібних крапель металу і шлаку, а також виділення диму, що містить дрібні частки (менше 1 мкм) оксидів заліза. Втрати металу з бризковинносом і димом складають близько 1,5% від маси металу.

Відсутність викидів і виносу свідчить про можливість форсування процесу і характеризує так звану продувність ванни, тобто припустиму інтенсивність продувки  $I_{O_2}$ , при якій втрати металу ще незначні. Основною загальною причиною викидів металу і шлаку є спінювання ванни, яке викликає підвищення її рівня і наближення його до горловини. Значну роль у збільшенні викидів відіграють нерівномірність виділення CO із ванни у часі і по її перерізу, виникнення макрообсягів газів із ванни, які сприяють утворенню сплесків. У процесі продувки можуть спостерігатися два-три максимуми інтенсивності викидів, що збігаються з найбільшими значеннями швидкості вигорання вуглецю  $V_C$  і підвищення рівня ванни (рис. 4.44). Інтенсивність викидів  $I_{\text{вик}}$  максимальна в середині плавки.

Коливання в процесі плавки рівня ванни й інтенсивності викидів обумовлені спільним впливом зміни швидкості виділення газів із ванни (нерівномірністю  $V_C$ ), кількістю шлаку, його схильністю до спінення.

Викиди представляють собою суміш металу зі шлаком, частка металу досягає 50%. Для практичного підходу необхідно розглянути існуючі схеми викидів детальніше, ніж у главі 2.

Аналіз механізму показує, що викиди мають складну природу і є результатом взаємодії двох сил: з одного боку, тих, що викликають вертикальні переміщення рідини вгору, і, з іншого, тих що протидіють цим переміщенням. До числа останніх відносяться сили тертя і ваги. Однак сили внутрішнього тертя, як показали досліди, не відіграють суттєвої ролі.

До числа активних сил, що викликають вертикальний рух рідини в конвертерах з верхнім дуттям, у першу чергу, відносяться архімедові й інерційно-динамічні сили, які виникають з боку бульб оксиду вуглецю і обумовлюють спінювання ванни і виштовхування її верхніх шарів.

Дослідження на моделях показали, що при продувці і барботуванні слабо спіненої рідини (таким є, наприклад, шлак у конвертері до ~ 40 і після ~ 80% тривалості продувки) спливаючі бульби газу швидко рухаються в рідині і при виході з ванни відразу ж лопаються, утворюючи бризки. У цьому випадку у ванні утворюється лише зона барботажу; зі

збільшенням витрат газу і критерію Фруда:  $Fr = \frac{W_2^2}{gH_0}$  (де  $W_2$  – швидкість газу, м/с;  $H_0$  – рівень спокійної ванни, м) рівень ванни монотонно зростає (рис. 4.45, крива 1).

У випадку барботування бульбами спіненої рідини (таким є шлак при основності 1,5-1,7 внаслідок випадання кристалів  $2CaO \cdot SiO_2$ , що має місце в конвертері в період 40-80% тривалості продувки), зі збільшенням інтенсивності дуття і значень критерію  $Fr$  спостерігається складна екстремальна зміна рівня ванни (рис. 4.45, крива 2). Спочатку, зі зростанням подачі газу, рівень ванни зростає (ділянка А-В), досягає максимуму при деяких значеннях  $W_2$  і  $Fr$ , потім знижується (ділянка В-С), досягаючи мінімуму, і надалі монотонно зростає. На ділянці С-Д закономірності зміни висоти рівня всіх рідин однакові.

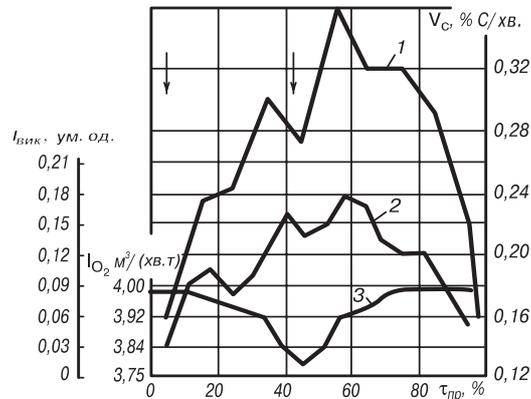


Рис. 4.44. Зміна під час продувки швидкості вигорання вуглецю (1), інтенсивності викидів (2) і витрат кисню  $V_{O_2}$  (3); стрілки - присадки вапна і охолоджувачів

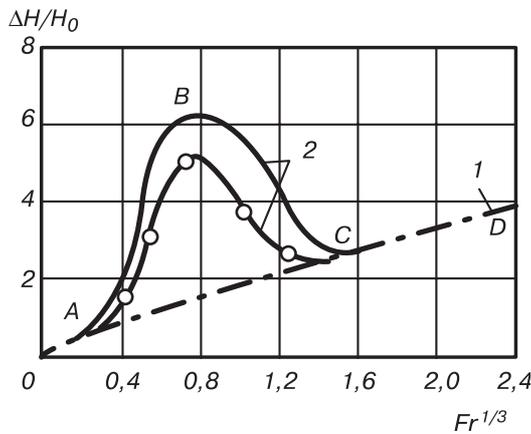


Рис. 4.45. Залежність відносного підйому рівня ванни конвертера від величини критерію Фруда при барботуванні слабоспіненої (1) і спіненої (2) рідин

супроводжується збільшенням обсягу і швидкості бульб оксиду вуглецю, які виділяються з реакційної зони.

Дія струменів кисню на рух (гідродинаміку) і положення верхніх шарів ванни, від яких, в основному, залежать викиди, дуже складна. З одного боку, сили, що виникають зі сторони газових струменів, впливають на вертикальне переміщення рідини, оскільки справляють ударну дію на верхні шари ванни, що обумовлює виникнення хвиль, сплесків, і виштовхують рідкі фази нагору відбитими потоками газу і бульбами  $O_2$  і  $CO_2$ , що сприяє викидам. З іншого боку, кисневі струмені осаджують піну, що зменшує імовірність викидів. Переважаючий напрямок у впливі дуття на викиди залежить від стану ванни, її висоти і спіненості (рис. 4.46).

При продувці зверху, однак, вплив дуття (дуттєвого режиму, конструкції фурми) на гідродинаміку ванни і викиди в основному виявляється посередньо по лінії зміни швидкості зневуглецьовування і характеру (рівномірності) виділення оксиду вуглецю в обсязі ванни. Визначальна роль кипіння і виштовхуючих сил з боку бульб у явищі викидів безсумнівна і підтверджується численними фактами із практики.

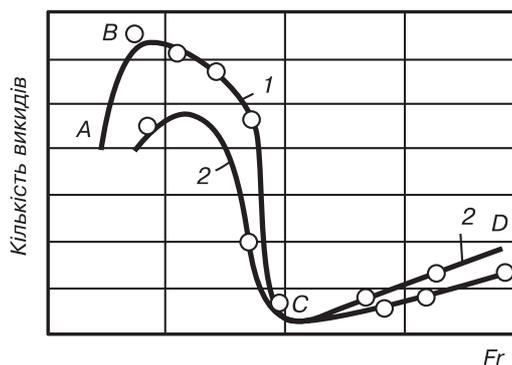


Рис. 4.46. Загальний характер залежності викидів з конвертера від критерію Фруда під час продувки і барботування спіненої рідини:  
1 - без верхнього дуття; 2 - з верхнім дуттям

На ділянці А–В–С ванна має іншу структуру, ніж у випадку рідини, що слабо спінюється. Бульби газу затримуються у верхніх шарах, руйнуються повільніше й утворюють піну. В нижній частині ванни виникає зона барботажу, а у верхній – зона динамічної піни з досить чіткою границею розподілу зон. З ростом витрат газу на ділянці А–В розмір зони барботажу зменшується, а розмір зони піни зростає, в основному, в результаті збільшення діаметра бульб, що й обумовлює підйом рівня ванни. Спад рівня ванни на ділянці В–С, що супроводжується зменшенням розміру бульб, як показує моделювання, пов'язаний з початком інтенсивного хвильового руху у ванні, який руйнує піну.

Наведені результати моделювання пояснюють закономірності підйому рівня ванни з ростом швидкості зневуглецьовування, що

супроводжується збільшенням обсягу і швидкості бульб оксиду вуглецю, які виділяються з реакційної зони.

При звичайних умовах практики і сильному спіненні ванни викиди мають характер поштовхоподібних переливів рідких фаз через горловину, а при слабкому спіненні (див. рис. 4.45-4.46, вітки С-Д) звичайно пов'язані з ударами хвиль об стіни конвертера.

Хвилі в конвертері переміщуються діаметрально й одночасно обертаються разом з рідиною. Дослідження на моделях показали, що розвиток і рух хвиль у ванні пов'язані з коливаннями газових струменів.

Явище утворення хвиль має, очевидно, резонансний характер, тому що періоди хитань хвилі і коливань струменів взаємозалежні і збігаються.

Досліди на моделях із продувкою різних рідин показали, що об'ємна в'язкість рідини при зміні її в широких межах істотно не впливає на рух ванни, хвилеутворення і викиди. Це говорить про незначну роль сил внутрішнього тертя у явищі викидів. Збільшення густинності рідини значно утруднює виникнення викидів, що підтверджує суттєву роль сил тяжіння в розглянутому явищі.

В цілому, основним напрямком боротьби з викидами є загальне зниження рівня ванни і зменшення коливань цього рівня в процесі продувки в результаті більш рівномірного окислювання вуглецю (у часі і в обсязі ванни), зменшення спіненості ванни, особливо шлаку, механічне руйнування піни і т.ін.

До практичних заходів боротьби з викидами відносяться:

1) Збільшення висоти і питомого обсягу внутрішньої порожнини конвертера і надання їй форми, близької до кулястої, яка сприяє відбиванню бризків.

2) Зменшення висоти шарів металу і шлаку в конвертері за рахунок зміни садки.

3) Збільшення числа присадок сипучих матеріалів, особливо руди, без підвищення їх загальних витрат, що сприяє рівномірному окислюванню вуглецю в процесі продувки й усуненню різких коливань рівня ванни.

4) Заміна руди, використовуваної в якості охолоджувача, бруктом. В останньому випадку температура ванни змінюється більш плавно, коливання  $V_C$  незначні, значно менша кількість шлаку і вміст ( $SiO_2$ ) у ньому, ( $FeO$ ) не зростає.

5) Зменшення спіненості шлаку і зрушення її максимуму до початку плавки шляхом прискорення шлакоутворення і присадок матеріалів, що впливають на поверхневі властивості шлаку і стійкість піни. На спіненість конвертерного шлаку значно впливає вміст у ньому оксидів заліза. Тому бажано зменшувати окисленість шлаку, особливо в другому періоді продувки, до деякої оптимальної межі. Порушення цієї межі приводить до згортання шлаку і виникнення виносу.

6) Проведення плавки за доцільним температурним режимом, якому характерний гарячий початок операції. Головним чином, це трапляється при використанні міксеровозів. Такий режим також забезпечується в результаті, наприклад, збільшення частки великовагового брухту і завантаження значної його частини після зливання чавуну. Холодний початок плавки веде до помітного збільшення оксидів заліза у шлаку, що обумовлює при наступному розігріві ванни перехід до інтенсивного окислювання вуглецю і спінення шлакометалевої емульсії.

7) Зниження інтенсивності продувки відразу ж після виникнення викидів чи заздалегідь у періоді досягнення найбільшої  $V_C$ , і присадки вапна з наступним плавним збільшенням витрат кисню до нормальних.

8) Нетривале опускання фурми при виникненні викидів, що знижує вміст  $FeO$  у шлаку. Короткочасний підйом фурми дозволяє в ряді випадків осаджувати піну, однак при тривалому підйомі фурми відбувається переокислювання шлаку з наступним енергійним спіненням ванни.

9) Зміна конструкції фурм і сопел: використання сопел Лавалля, які плавно розширюються, що підвищує швидкість струменів, приводить до осаджування верхніх шарів піни; збільшення числа сопел у фурмі  $n_C$ .

Частки металу і шлаку виносяться з різною інтенсивністю безперервно протягом усієї продувки.

Винос посилюється при інтенсифікації продувки і зменшенні діаметра конвертера і горловини, тому що в цьому випадку збільшується середня швидкість газів у робочому просторі і на виході з агрегату.

$$W_r = \frac{0,01 \cdot 22,4 V_c M_m T}{60 \cdot 12 \cdot 273 \cdot 0,785 D^2} = \frac{1,46 \cdot 10^{-6} V_c M_m T}{D^2}, \quad (4.50)$$

де  $V_c$  – швидкість вигорання вуглецю, % С/хв;  $M_m$  – маса рідкого металу, кг;  $T$  – середня температура газів, що відходять, К;  $D$  – діаметр ванни або горловини, м.

Розміри часток, що виносяться з різних ділянок ванни, максимальні поблизу фурми, де локальні швидкості газовиділення досить значні.

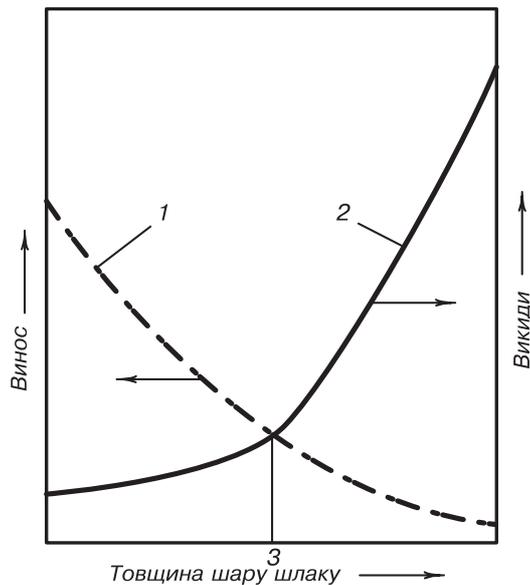


Рис. 4.47. Схема впливу товщини шару шлаку на втрати металу з виносом (1) і викидами (2) під час продувки

Кількість шлаку і його стан впливають на втрати металу з викидами і виносом. На початку плавки, коли шлаку мало, і в середині продувки, коли шлак згортається, маса часток металу, що виносяться, максимальна, а кількість викидів мінімальна. Зі збільшенням товщини шару рідкого спіненого шлаку маса виносів зменшується, а викидів зростає (рис. 4.47). Очевидно, що для мінімізації механічних втрат (точка 3 на рис. 4.47) необхідно досягти оптимального спінення шлаку.

Таким чином, для зниження виносу металу доцільно прискорити шлакоутворення на початку продувки; скоротити до мінімуму період згортання шлаку (короткочасний підйом фурми, присадка розріджувача шлаку); досягти оптимальних кількості і товщини шару шлаку; збільшити число сопел у фурмі, тобто знизити витрати кисню на одне сопло (цей спосіб боротьби з виносом є головним при інтенсифікації продувки).

Втрати металу у вигляді корольків у шлаку коливаються в межах 0,5-1% від маси сталі, але можуть змінюватися у більш широкому діапазоні в залежності від кількості і властивостей шлаку.

Зменшенню цих втрат сприяє зниження в'язкості кінцевого шлаку. Інші заходи (витримування металу в конвертері після закінчення продувки, обмеження кількості шлаку, що спускається і кінцевого шлаку) можуть бути використані, якщо вони не впливають на продуктивність і вміст шкідливих домішок у сталі.

Втрати металу з димом складають 0,8-1,3% (у середньому близько 1%) від маси сталі. Головною причиною утворення пилу (бурого диму) є інтенсивний випар заліза і його оксидів, що утворюються в первинній реакційній зоні, температура якої досягає 2600-2900 К в залежності від температури ванни.

Основна складова плавильного пилу – оксиди заліза (більше 90%). У конвертерному пилу міститься, %: 61-67  $Fe_{заг}$  (у вигляді  $Fe_2O_3$ ;  $Fe_3O_4$  і  $FeO$ , при роботі без допалювання вона частково включає вільне залізо); 4,5-5,5  $MnO$ ; 0,8-1,5  $SiO_2$ ; 0,3-2  $CaO$ ; 0,2-1  $Al_2O_3$ .

На 1 м<sup>3</sup> кисню, що вдувається у ванну, доводиться заліза в пилу ~ 0,2 кг, а пилу ~ 0,31 кг. Ці дані можна використовувати для наближеного прогнозування маси пилу і втрат заліза із димом.

Інтенсивному пилоутворенню при продувці зверху, в порівнянні з донною, сприяє не тільки більш висока температура первинної реакційної зони  $T_{п.р.з.}$ , але й розташування її вгорі. У цьому випадку зменшується імовірність поглинання часток пилу при русі газів через ванну.

При постійній поверхні кисневих струменів, зі збільшенням інтенсивності продувки  $I_{O_2}$ , зменшується питома тепловіддача з первинної реакційної зони в метал, у зв'язку з чим повинні підвищитися  $T_{п.р.з.}$  і кількість пилу.

Однак, за даними нових цехів, інтенсифікація продувки не викликала помітного підвищення запиленості газів. Це обумовлено, мабуть, тим, що зростання  $I_{O_2}$  в основному забезпечують збільшенням числа сопел. Останнє, у свою чергу, сприяє підвищенню сумарної поверхні реакційної зони і коефіцієнта тепловіддачі від первинної реакційної зони до ванни, в результаті чого зберігається сталість  $T_{п.р.з.}$ . Крім того, при підйомі рівня ванни за рахунок росту  $V_c$  підсилюється фільтрація газів.

Основними напрямками рішення досить важливої проблеми зменшення пилоутворення при продувці киснем є зниження  $T_{п.р.з.}$  і підвищення ступеня поглинання дисперсних часток рідкими фазами: металом і шлаком. Конкретними заходами для зниження запиленості газів, що відходять, можуть бути:

1) Збільшення числа і кута розбіжності сопел (розосередження дуття). Забезпечує більш рівномірне виділення газів у ванні і зростання поверхні їх контакту з рідкими фазами, що, з одного боку, поліпшує відведення тепла від реакційної зони, знижує  $T$  і пружність парів FeO і Fe, а, з іншого боку – підвищує ступінь фільтрації газів.

2) Введення в струмінь кисню води чи її пари. Викликає значне зменшення  $T_{п.р.з.}$  і пиловиділення за рахунок витрат тепла на нагрівання і дисоціацію  $H_2O$ . Даний метод не одержав широкого поширення через нераціональні витрати тепла, зниження виходу рідкої сталі потрібної якості.

3) Прискорення формування шлаку. Сприяє не тільки зменшенню виносу, але й пиловиділення за рахунок посилення фільтрації газів.

4) Вдування у струмені кисню порошкоподібної руди, вапняку або вапна. Викликає охолодження первинної реакційної зони за рахунок витрат тепла на нагрівання, дисоціацію матеріалу, що вводиться у ванну, і плавлення конденсованих продуктів дисоціації.

Видно, що найбільш діючими твердими охолоджувачами є порошкоподібна руда, але вона чинить значну абразивну дію на сталеві труби, а застосування її у великій кількості зменшує можливості переробки брухту. Маса вапняку, що вдувається, теж обмежується тепловим балансом ванни. Тому найбільш доцільно вдувати вапно, тому що навіть при повній заміні кускового вапна порошкоподібним (6-8% від маси чавуну) баланс тепла у ванні не змінюється, а температура реакційної зони і пилоутворення дещо знижуються.

5) Введення в струмінь кисню природного газу ( $0,2 \text{ м}^3$  на  $1 \text{ м}^3 \text{ O}_2$ ) або рідкого палива (так звана паливно-киснева продувка). Зменшує запиленість газів у 1,5-2 рази за рахунок зниження  $T_{п.р.з.}$ . Розрахунки показують, що майже повне припинення пилоутворення відбувається, якщо відношення  $\{CH_4\}/\{O_2\} = 0,5$ . Метод викликає ускладнення конструкції фурми, збільшення тривалості продувки через падіння  $V_c$ , неможливість підвищення  $I_{O_2}$  у зв'язку зі зростанням кількості газів і викидів.

6) Введення у ванну рідкого кисню замість газоподібного. Знижує  $T_{п.р.з.}$  і інтенсивність пилоутворення, хоча і не виключає необхідність газоочистки. Дані розрахунків теплового балансу первинної реакційної зони показують, що витрати тепла на випаровування кисню і його нагрівання від 90 до 340 К, що складає близько  $12,5 \text{ МДж/кмоль O}_2$ , відносно невеликі і можуть забезпечити зменшення маси заліза, що випарувалося, і його оксидів на 15-20% у порівнянні з такими витратами при продувці газоподібним киснем.

Експериментально встановлене зниження запиленості газів у два-три рази пояснюється тим, що рідкий кисень, який вдувається, дробиться на краплі і його випаровування має мікрровибуховий характер, в результаті чого посилюються пульсації реакційної зони і значно інтенсифікуються перемішування і відведення тепла від неї. Згідно з попередніми даними, використання рідкого кисню в конвертерах з донним дуттям послаблює пиловиділення у вісім-десять разів у порівнянні з продувкою зверху.

Застосування рідкого кисню в конвертерах заслуговує на увагу, разом з тим можливості цього методу в достатній мірі ще не вивчені.

7) Збільшення тиску в робочому просторі конвертера шляхом його герметизації і регулювання відведення газів. У цьому випадку значно зменшується інтенсивність випаровування заліза і його оксидів, що випливає з рівняння, оснований на законі Дальтона:

$$V_{Fe} = P_{Fe} (V_{Fe} + V_{CO} + V_{N_2} + \dots) / P_{заг} = (P_{Fe} V_r) / (P_{заг} - P_{Fe}), \quad (4.51)$$

де  $P_{заг}$  – загальний тиск газів у первинній реакційній зоні;  $V_r = V_{заг} - V_{Fe}$  – витрати всіх газів у первинній реакційній зоні (крім парів Fe), м<sup>3</sup>/с. Користуючись рівнянням (4.51), можна також пояснити причину падіння  $V_{Fe}$  зі знизенням [C] (зменшується  $V_{CO}$  у первинній реакційній зоні).

Реалізація даного методу в промислових умовах конструктивно і технологічно складна. Перспективність продувки під тиском не викликає сумніву, тому що поряд з ослабленням пилоутворення при його підвищенні рівень ванни знижується, усуваються викиди, розширюються можливості інтенсифікації процесу.

8) Механічне перемішування ванни шляхом обертання конвертера чи фурми. Забезпечує знизення інтенсивності пиловиділення за рахунок прискорення теплообміну між первинною реакційною зоною і ванною. У промислових умовах обертотві фурми ще не вивчали. Ефективність обертання конвертерів значна при малій інтенсивності продувки і знижується з її зростанням.

9) Продувка киснем знизу в оболонці природного газу чи іншого палива і зверху, з зануренням фурми у ванну. Це найбільш ефективні і радикальні способи ослаблення пилоутворення.

#### **4.10. 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 табл. 4.5 та 4.6 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 (див. табл. 4.5-4.6), яка може забезпечити нагрівання ванни до кінця процесу без застосування охолоджувачів до 1850-1900°C. Для одержання наприкінці продувки звичайної температури 1580-1650°C витрати сталевих брухту повинні складати 24–28%, чавуну - 72-76% від маси металевої 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 (див. табл. 4.5) 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 менше і може бути оцінене величинами 0,5-1,5% маси брухту. Кількість окалини на сталевому брухті також може значно коливатися. Оборотний 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 плавикового 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 м<sup>3</sup>/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 металшлакової 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 рис. 4.48, 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 рис. 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 металеві 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 O<sub>2</sub> в середньому до 5 нм<sup>3</sup>/хв.т частка вуглецю, що окислюється у ванні конвертера до CO, складає 0,9, а до CO<sub>2</sub> – 0,1, як обчислено на рис. 4.49, шляхом планіметрування площ, обмежених кривими:  $CO/(CO+CO_2) = f(\tau/\tau_{прод})$  і  $CO_2/(CO+CO_2) = f(\tau/\tau_{прод})$ , де  $\tau/\tau_{прод}$  – відносна тривалість продувки, %.

Автори для стислості оперують використанням у літературі поняттям окислювання C до CO<sub>2</sub> у ванні конвертера, маючи на увазі не механізм реакції, а кінцевий результат окислювання C з передачею теплоти, що утворилася, металевій ванні.

\* Більші величини відносяться до конвертерів малої ємкості (≤100т)

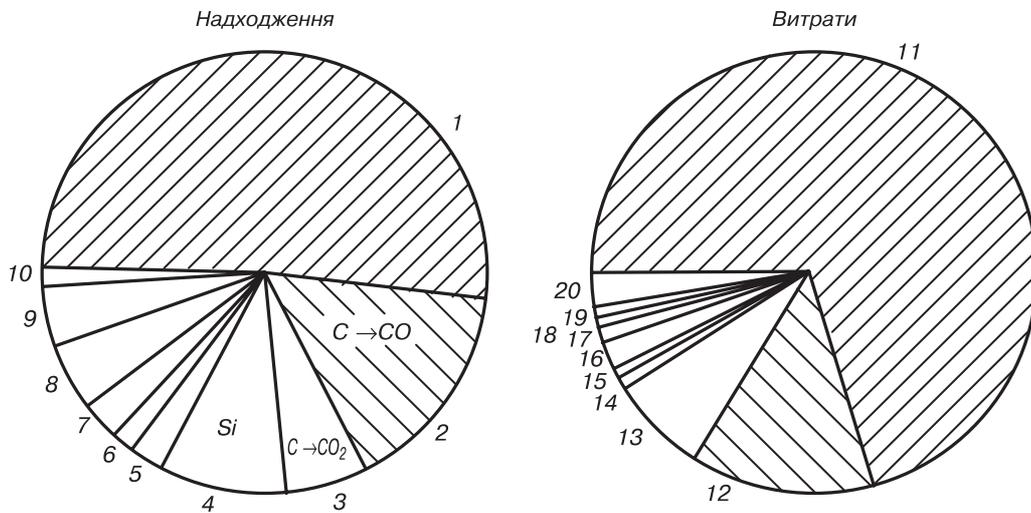


Рис. 4.48. Схема теплового балансу конвертерної плавки:

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 теплоти

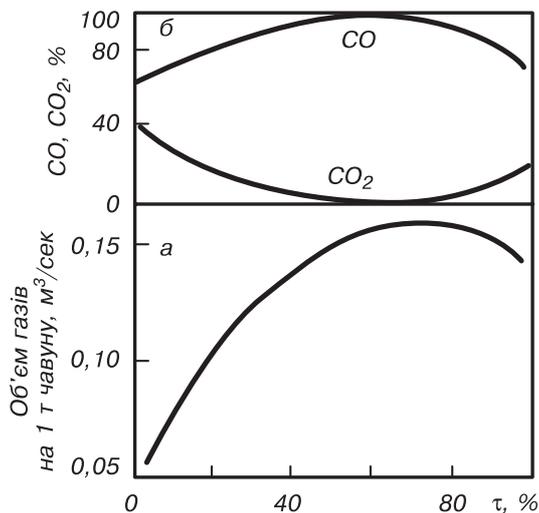


Рис. 4.49. Зміна об'єму конвертерних газів (а) і вмісту в них CO і CO<sub>2</sub> (б) під час верхньої кисневої продувки з інтенсивністю 4 м<sup>3</sup>/хв.т

Якби весь вуглець окислювався у ванні конвертера до CO<sub>2</sub>, надходження тепла від його окислювання збільшилося б у 2,4-2,6 раза. Створення умов для досягнення більшого ступеня окислювання С до CO<sub>2</sub> у конвертері стає з кожним роком все важливішою задачею у зв'язку з економією енергоресурсів. В останні роки відношення CO<sub>2</sub>/(CO+CO<sub>2</sub>) у газах з конвертера знизилася у зв'язку з підвищенням інтенсивності продувки від 1,5-2,0 до 3-4 м<sup>3</sup>/(хв.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<sub>2</sub>) у ряді випадків завжди має пріоритетне значення.

Роль інших елементів у тепловому балансі плавки в порівнянні з вуглицем неведе-

лика. Мала кількість тепла надходить від окислювання заліза – 3950 кДж/кг (табл. 4.6) 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 навуглецьовування) 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 [С]. 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% Р) структура теплового балансу змінюється (див. табл. 4.7). 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 металевої 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.

Таблиця 4.5

## 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
Забруднення металобрухту	0,15	Пил	1,41
Окалина металобрухту	0,29	Викиди і винос металу з конвертера	1,0
Плавикий шпат	0,15	Залізо корольків у шлаку	0,95
Вапно	6,30		
Футеровка конвертера, що перейшла у шлак	0,20		
Дуттевий кисень	6,46		
Разом	113,11	Разом	113,11

Таблиця 4.6

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

Надходження	кДж	%	Витрати	кДж	%
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	Теплота дисоціації вологи шихти	292	0,2
окислювання С до CO <sub>2</sub> (10%)	10325	5,9/17*	Теплота дисоціації CaCO <sub>3</sub> із шихти	878	0,5
окислювання Si	15950	9,0/26*	Теплота дисоціації оксидів заліза шихти	1465	0,8
окислювання Mn	2930	1,7/5*	Теплота оксидів диму	2215	1,2
окислювання P	1810	1,0/3	Теплота викидів	920	0,5
Теплота реакцій зв'язування SiO <sub>2</sub> і P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> у шлаку	4990	2,8	Теплота корольків шлаку	1260	0,7
Теплота утворення оксидів заліза шлаку	8150	4,6	Втрати теплоти конвертером	2695	1,50
Теплота окислювання заліза диму	8863	5,1	у тому числі:		
Фізична теплота міксерного (доменного) шлаку	782	0,5	теплопровідністю через футеровку	344	0,19
			акумуляція 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.

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%

Таблиця 4.7

**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**

Надходження	кДж	%	Витрати	кДж	%
Фізична теплота рід- кого чавуну	85300	40,8	Фізична теплота рід- кого металу	125420	59,9
Теплота окис- лення домі- шок шихти	67610	32,2	Фізична теплота проміж- ного шлаку	55445	26,5
у тому числі:			Теплота газів, що відходять	12000	5,7
окислювання С до CO	20895	$\frac{10,0}{31,0}$	Теплота дисо- ціації воло- ги шихти	250	0,1
окислювання С до CO <sub>2</sub>	6720	$\frac{3,2}{9,9}$	Теплота дисо- ціації CaCO <sub>3</sub> із шихти	900	0,4
окислювання P	29435	$\frac{14,0}{43,5}$	Теплота дисо- ціації оксидів заліза шихти	4100	1,9
окислювання Si	7860	$\frac{3,7}{11,6}$	Теплота оксидів диму	221	5 1,0
окислювання Mn	2700	$\frac{1,3}{4,0}$	Теплота викидів	1400	0,7
Теплота реакцій зв'язування (P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> ) і (SiO <sub>2</sub> )	29620	14,1	Теплота заліза корольків шлаку	2715	1,3
Теплота утворен- ня оксидів заліза шлаку	17560	8,4	Втрати теплоти конвертером	5240	2,50
Теплота окис- лення заліза диму	8863	4,2	у тому числі:		
Фізична теплота мік- серного (доменного) шлаку	732	0,3	через корпус	740	0,4
			через горловину	4100	1,9
			з водою, що охолоджує фурму	400	0,2
Разом	209685	100	Разом	209685	100

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 рис. 4.50 представлені зміни у надходженні тепла в конвертерній ванні при зменшенні концентрації марганцю в чавуні.

Дані рис. 4.50 враховують не тільки зниження кількості шлаку, але й деяке збільшення витрат металошихти і виносу металу, що відзначається практиками при концентраціях

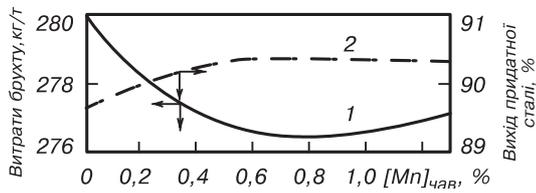


Рис. 4.50. Витрати брухту (1) і вихід придатної сталі (2) в залежності від вмісту марганцю у чавуні під час виплавки сталі із вмістом вуглецю 0,2% в 150-тонному конвертері

марганцю в чавуні нижче 0,6%. Як видно з рис. 4.50, табл. 4.6, концентрація марганцю в чавуні в цілому слабо впливає на тепловий баланс плавки, разом з тим її значення важливе для технології процесу.

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 процесі, 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.

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  $CO_2$ , можна помітно поліпшувати тепловий баланс киснево-конвертерного процесу.

#### 4.11. Теплові втрати конвертерів

Теплові втрати в конвертерах змінюються в широких межах в залежності від темпу виробництва і ємкості агрегатів (1,5-12% сумарного надходження тепла і більше). Наприклад, середня тривалість циклу плавки конвертерів у США на 15% вища, ніж конвертерів аналогічної ємкості в Японії і, відповідно, теплові втрати в перших на 2,5-7,0% надходження тепла вище.

Тепловтрати в конвертерах зручно класифікувати відповідно до періоду продувки (часу втрат теплоти): теплопровідністю через корпус конвертера; пов'язані з акумуляцією теплоти футеровкою; з охолоджуючою фурму водою.

При подібній класифікації тепловтрати піддаються обліку у виробничих умовах, що має чимале значення для вирішення ряду технологічних і економічних задач. Зокрема, при оцінці витрат тепла на нагрівання футеровки в період продувки підвищується ефективність попередніх розрахунків шихти на плавку. Витрати тепла на нагрівання футеровки за період продувки дорівнюють сумі тепловтрат у міжпродувні періоди випромінюванням через горловину і корпус агрегатів і конвекцією при омиванні повітрям робочого простору, що важко піддається обліку.

Розглянемо послідовно кожен із названих видів.

Теплові втрати теплопровідністю через футеровку порівняно невеликі і складають 0,4-0,7% від сумарного надходження тепла за плавку, зростаючи в ході кампанії конвертера.

Беручи до уваги товщину кладки, короточасність теплового впливу і теплофізичні властивості вогнетривів, можна вважати, що за час продувки теплова хвиля не досягає кожуха конвертера і зміна його температури є наслідком попередньої роботи агрегату.

При сталому режимі роботи агрегату теплові втрати через його корпус ( $Q_1$ , кДж/т) досить точно визначаються за рівнянням теплопередачі для стаціонарного теплового потоку через багатощарову стінку:

$$Q_1 = \frac{(T_1 - T_2) S \tau_{\text{прод}}}{\left(\frac{1}{\alpha_1}\right) + \sum_i^n R_i + \left(\frac{1}{\alpha_2}\right)}, \quad (4.52)$$

де  $\alpha_1$  і  $\alpha_2$  – коефіцієнти тепловіддачі на внутрішній і зовнішній поверхні стінки, кВт/(м<sup>2</sup>·К);  $R_i$  – термічний опір і -того шару стінки, (м<sup>2</sup>·К)/кВт;  $n$  – число шарів стінки;  $T_1$  і  $T_2$  – температура внутрішньої і зовнішньої поверхонь стінки, К;  $S$  – питома поверхня конвертера, м<sup>2</sup>/т;  $\tau_{\text{прод}}$  – тривалість продувки, с.

Результати розрахунків по рівнянню (4.52) (значення  $1/\alpha_1$  можна не враховувати внаслідок великої величини  $\alpha_1$  у порожнині конвертера) наведені на рис. 4.51. Величини  $S$ ,  $R_i$ ,  $\alpha_2$  визначали з використанням результатів досліджень взаємних зв'язків розмірів агрегатів і їх ємкості (розд. 10.1).

Підвищення витрат металобрухту  $\Delta G_m$ , кг/т при скороченні втрат тепла через корпус незначне, особливо для великовантажних конвертерів (2,0-2,5 кг/т сталі), однак нехтувати ним не слід.

Як видно з рис. 4.51, тепловтрати через корпус зі збільшенням ємкості агрегатів знижуються. З рівняння 4.52 випливає, що в розмірах тепловтрат значну роль відіграє інтенсивність подачі дуття:  $Q_1$  прямо пропорційні тривалості продувки  $\tau_{\text{прод}}$ , отже, обернено пропорційні її інтенсивності  $I_{O_2}$ .

Таким чином, шлях зменшення тепловтрат через корпус конвертера полягає у збільшенні ємкості агрегату, інтенсивності продувки, товщини кладки, установці теплових екранів і теплоізоляції футеровки. Наприклад, теплоізоляція кладки 150-тонного конвертера піношамотною цеглою товщиною 115 мм практично усуває зростання втрат теплоти під час експлуатації футеровки, скорочуючи їх у другій половині кампанії в 2 рази.

Втрати теплоти випромінюванням через горловину конвертера аналізуються для конкретного відпрацювання шляхів зниження й оцінки їх значимості.

Ці теплові втрати визначають за загальноприйнятою методикою розрахунку випромінювання через отвори в стінах, коли має місце випромінювання пряме і відбите від бічних стін робочого простору конвертера:

$$Q_3 = \varphi C_0 (T_n / 100)^4 F_{\text{отв}} \tau, \quad (4.53)$$

де  $C_0$  – коефіцієнт випромінювання абсолютно чорного тіла, Вт/(м<sup>2</sup>·К<sup>4</sup>);  $T_n$  – температура в робочому просторі, К;  $F_{\text{отв}}$  – питома площа отвору, м<sup>2</sup> /т;  $\varphi$  – коефіцієнт діафрагмування отвору (в розглянутих умовах близький до 1);  $\tau$  – тривалість випромінювання, с.

Втрати теплоти випромінюванням через горловину конвертера при загальній тривалості циклу 35 хв. складають 1,1-1,4% сумарного надходження тепла (рис. 4.51) і знижуються зі збільшенням ємкості конвертера. Підвищення витрат брухту при зменшенні цих втрат у 2 рази для сучасних конвертерів може скласти 6-7 кг/т сталі. Зниження втрат забезпечується, в значній мірі, зменшенням діаметра горловини конвертера  $d_r$ . Це одночасно послаблює ежекцію повітря в робочий простір агрегатів, сприяє одержанню сталей з меншим вмістом [N], але ускладнює обслуговування конвертера, завалку металобрухту і знижує стійкість футеровки його верхньої частини. Облік зазначених протилежно діючих факторів привів проєктувальників до порівняно суворого дотримання співвідношення  $d_r = 0,33G^{0,4}$ , м (де  $G$  – ємкість агрегату, т).

Як видно із вищевикладеного, у киснево-конвертерному процесі немає істотних резервів підвищення витрат металобрухту за рахунок скорочення тепловтрат випромінюванням через горловину агрегатів, крім зниження тривалості міжпродувних періодів.

Втрати теплоти у міжпродувні періоди приблизно можуть дорівнювати кількості теплоти, що поглинається футеровкою від металевих ванни в період продувки. Вони складаються із тепловтрат випромінюванням через горловину ( $Q_3$ ) і при вільній конвекції повітря в робочому

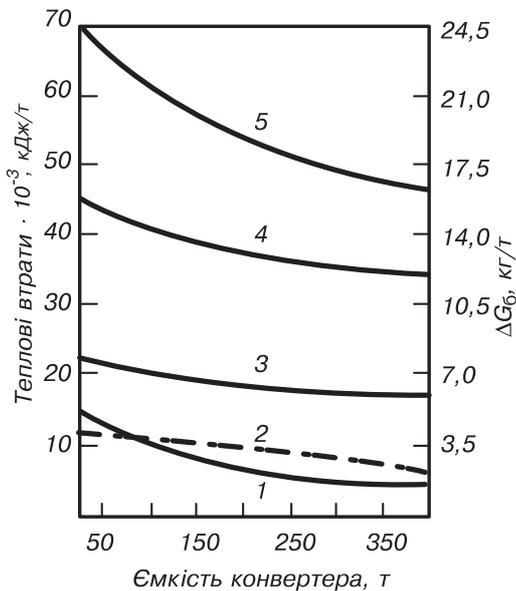


Рис. 4.51. Теплові втрати: 1 - теплопровідністю через кожух конвертера під час продувки; 2 - з охолоджуючою фурму водою; 3 - випромінюванням через горловину конвертера в міжпродувні періоди; 4 - на нагрівання футеровки; 5 -  $\Delta G_6$  при зниженні тепловтрат у 2 рази

просторі агрегатів, які визначали зі співвідношення:

$$Q_k = \alpha_k \Delta T F \tau, \quad (4.54)$$

де  $Q_k$  – теплові втрати конвекцією, кДж/т;  $\alpha_k$  – коефіцієнт теплопередачі конвекцією, кВт/м<sup>2</sup>·К;  $\Delta T$  – різниця температур поверхні футеровки і повітря, що надходить у робочий простір, К;  $F$  – питома площа поверхні футеровки, м<sup>2</sup>/т;  $\tau$  – тривалість контакту футеровки з повітрям, с.

Величина тепловтрат конвекцією близька до величини тепловтрат випромінюванням через горловину конвертера (~ 1,1-1,4% загального надходження тепла). Сумарна їх величина, тобто охолоджувальний ефект футеровки при продувці, представлена на рис. 4.51 кривою 4, що знижується зі збільшенням ємкості конвертера. Як видно, кількість тепла, що поглинається футеровкою від металеві ванни, помітніше позначається на тепловому балансі процесу, ніж раніше розглянуті окремі статті тепловтрат. Зниження його в 2 рази дозволило б підвищити витрати металобрухту в сучасних

конвертерах на 12-14 кг/т сталі при ритмічній їх роботі. При тривалості простоїв агрегатів 3,5 хв., втрати тепла на нагрівання футеровки в плавках після простою і зменшення вмісту металобрухту в шихті показані на рис. 4.52. Збільшення часу простоїв погіршує тепловий баланс процесу, приводить до необхідності підвищення витрат чавуну і труднощів розрахунку шихти на кількох наступних плавках. Охолоджувальний ефект футеровки при продувці посилюється в ході кампанії в результаті збільшення втрат тепла через знос горловини, до кінця кампанії її площа звичайно зростає в 1,5 рази.

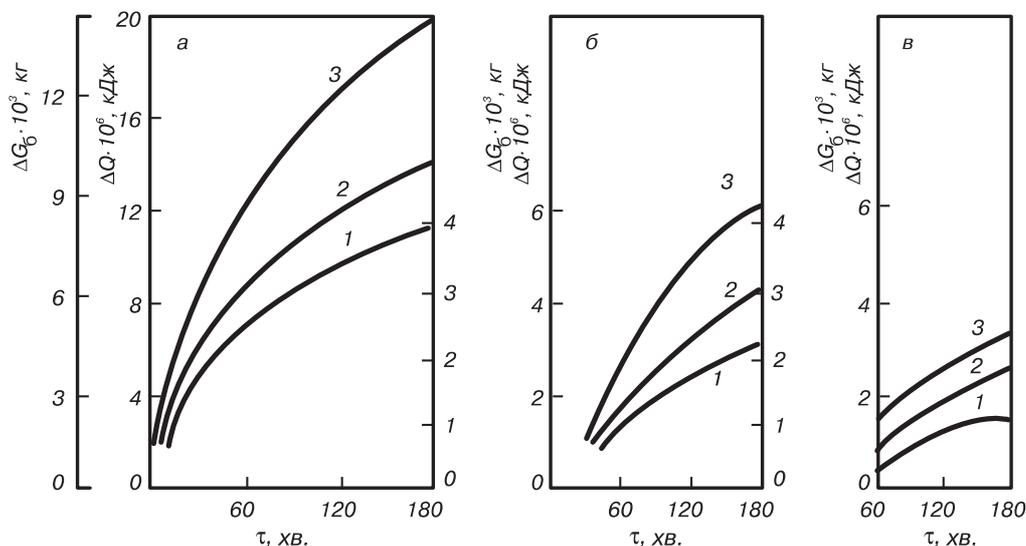
З викладеного зрозуміла важливість скорочення втрат теплоти у міжпродувні періоди. Шляхи їх зменшення: скорочення тривалості завантажувально-допоміжних операцій (тривалість завантаження металобрухту можна довести до 40 с, операцій кінця плавки - до 5 хв.), організація роботи конвертерів без простоїв, широке використання торкретування футеровки, у тому числі для підтримки розміру горловини в межах, що відповідають початку кампанії.

Теплові втрати з охолоджуючою фурму водою  $Q_2$  визначаються за формулою, кДж/т:

$$Q_2 = C_p \Delta T g_e \tau_{прод}, \quad (4.55)$$

де  $C_p$  – теплоємність води, кДж/(кг·К);  $\Delta T$  – температурний перепад на виході і вході у фурмений пристрій, К;  $g_e$  – питомі витрати води, кг/(с. т).

Результати розрахунків за фактичними даними відображені на рис. 4.51. Збільшення ємкості конвертерів приводить до зниження питомої (на 1 т садки) площі поверхні фурми, що відбирає теплоту металеві ванни, і питомих витрат води. У підсумку тепловтрати з



**Рис. 4.52.** Залежність кількості тепла, що вбирається футеровкою від ванни 250-тонного конвертера і зменшення маси металобрухту від ступеня зносу футеровки і тривалості простою для першої (а), другої (б) і третьої (в) наступних за простоем плавки; 1, 2, 3 - відповідно початок, середина і кінець кампанії

охладжуючою фурму водою зменшуються: від 0,70% сумарного надходження тепла на плавку для 50-тонного конвертера до 0,35% для 400-тонного. Кардинальне рішення по усуненню розглянутих тепловтрат – перехід до донної паливно-кисневої продувки, який дозволив би додатково переробляти 4-8 кг металобрухту на т сталі. Однак інші теплові особливості цього способу продувки несприятливі, і витрати брухту в конвертерах донного кисневого дуття менші, ніж при верхній продувці.

## 4.12. Тепловий режим

### Вплив на теплову роботу конструкції дуттєвих пристроїв

Цей вплив може проявлятися через ступінь спалювання CO до CO<sub>2</sub> 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 CO<sub>2</sub> 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<sub>2</sub> і CO<sub>2</sub>, яка утворюється в струмені окислювача при розташуванні фурми над ванною, поблизу фурми у ванні формується зона взаємодії складної структури (див. гл. 2), 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<sub>2</sub>O<sub>3</sub>). Потім ці оксиди заліза (окислений метал) потрапляють у зовнішню вторинну зону і викликають тут

вторинні реакції окислювання домішок металу. У період зневуглицювання 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 зневуглицюванням крапель металу і наявністю оксидів заліза можливий перебіг реакцій окислювання деякої частки вуглецю в  $\text{CO}_2$ :



Підтвердженням є дані рис. 4.53, де представлені залежності рівноважних складів газу для реакцій (4.60) і (4.61) від температури.

У газоподібних продуктах цих реакцій при температурі  $1600^\circ\text{C}$  утворюється 20%  $\text{CO}_2$  для реакції (4.60) і 65% – для реакції (4.61).

Розвиток реакції (4.59) 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  $\text{CO}_2$ , що переходить із первинної реакційної зони в навколишні її обсяги, перетворюється в  $\text{CO}$  за результативною реакцією

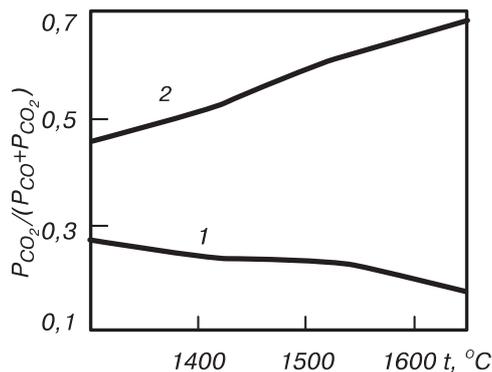
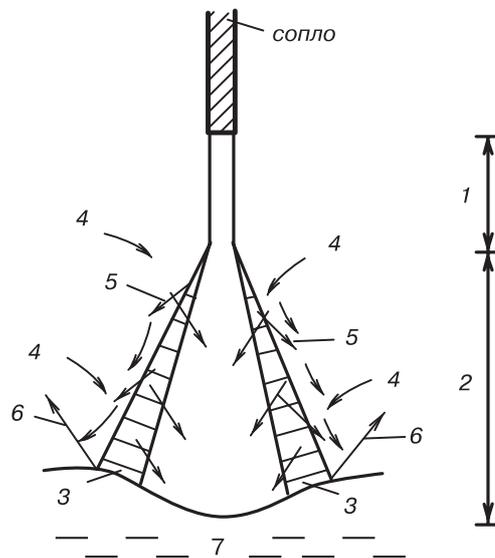


Рис. 4.53. Рівноважні відношення  $P_{\text{CO}_2} / (P_{\text{CO}} + P_{\text{CO}_2})$  в системі Fe-C-O при тиску 100 кПа для реакції 4.60 (1) та 4.61 (2)

Кількість С, що окислюється до  $\text{CO}_2$  розглянутим шляхом, невелика. Основна його частина видаляється у вторинній реакційній зоні за реакцією (4.58). Частка реакції  $[\text{C}] + 2[\text{O}] = \{\text{CO}_2\}$  при  $[\text{C}] > 0,05\%$  з термодинамічних причин дуже мала. Окислювання С, що виділяється із вторинної зони, до  $\text{CO}_2$  термодинамічно можливе (див. рис. 4.53) і відбувається за реакціями (4.60) і (4.61) у процесі руху бульб через окислювальний шлак. Інтенсивність цього процесу залежить від вмісту оксидів заліза у шлаку, його фізичних властивостей (в'язкості, спіненості та ін.). Крім того, допалювання  $\text{CO}$  до  $\text{CO}_2$  можливе над металом у ділянці звичайної фурми і реакційної зони за рахунок незасвоєного ванною кисню.

\* Ця реакція являє собою суму  $\{\text{CO}_2\} = \{\text{CO}\} + [\text{O}]$ ;  $[\text{O}] + [\text{C}] = \{\text{CO}\}$

**Рис. 4.54. Схема газових потоків під час продувки киснем зверху:** 1 - початкова ділянка струменя; 2 - основна ділянка; 3 - зона вільного струменя зі швидкістю, нижчою за критичну; 4 - затягування  $CO$  у струмінь кисню; 5 - розсіювання вуглекислого газу в обсязі конвертера; 6 - виділення  $CO$  внаслідок зневуглицьовування ванни 7



Зі збільшенням м'якості дуття, тобто при зменшенні динамічного напору струменя при зустрічі з ванною, зростає кількість незасвоєного кисню, збільшуються окисленість шлаку, товщина його шару, змінюються й інші параметри, що сприяє окислюванню  $CO$  до  $CO_2$  і виділенню додаткового тепла.

Саме в цих напрямках виявляється вплив конструкції фурми на теплову сторону конвертування. Позначаються і специфічні особливості витікання струменів, їх взаємодії з ванною.

Можливе і дещо інше трактування характеру взаємодії окислювального газу з ванною і допалювання  $CO$ . У струмені кисню, що витікає із сопла, є ділянка (рис. 4.54), де швидкість потоку перевищує звукову, і ділянка так званого вільного струменя, на якій виділена зона, де швидкість потоку нижча за деяку критичну.

Механізм взаємодії дуття з  $CO$ , що виділяється з ванни, визначає ступінь його допалювання. Частка  $CO_2$  повинна бути пропорційна відношенню обсягу зони струменя зі швидкістю, меншою за критичну, до повного обсягу всього струменя. Вважають, що ці залежності і визначають коефіцієнт допалювання  $CO$  —  $\alpha$ . Для відокремленого струменя

$$\alpha = CO_2 / (CO + CO_2) = [a(V_K/V_C)] + b, \quad (4.63)$$

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 (4.62). Відзначимо, що показники  $\alpha$  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 Лавалю 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 СО. 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 Лавалю, 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 зневуглецьовування 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 зневуглецьовування ванни і шлакоутворення.

Застосування пульсуючого дуття, як уже показано, підвищує коефіцієнт використання кисню, що вдувається, знижує втрати заліза при плавці, забезпечує спокійний перебіг продувки, швидко зневуглецьовування, 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, привели 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.

#### **Витрати чавуну при використанні різних охолоджувачів**

Конвертерну ванну, як правило, охолоджують металевим бруктом, 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  $q_{\text{руди}}$  (необхідна кількість тепла для засвоєння конвертерною ванною 1 кг матеріалу при температурах випуску сталі) у 4,0-4,5 раза 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  $< 90\%$ \*\*\*.

\*Розрахунок наведений для наочності.

\*\* Охолоджуючий ефект агломерату  $q_{\text{агл}} = (6400 - 100a)$ , де  $a$  - вміст у ньому (CaO+MgO),%.

\*\*\*Вихід придатної сталі, прийнятий 90% від маси металізованих шихти.

### Вплив температури і складу чавуну на теплову роботу

При підготовці шихти для плавки сталеплавильниці, 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 температури і відшкодування теплових втрат конвертера, коли продувка ведеться без примусового охолодження. З достатньою точністю вона може бути визначена за виразом, кДж/100 кг чавуну:

$$Q_{надл} = 10^3 [(35 - 0,419\eta)Si + 6,7Mn + 15,9C + 8,38 + 0,0817t_{чав}] - [(1,84 - 2,68\eta)Si + 0,71Mn + 3,29C + 85,476]t_{ст}, \quad (4.64)$$

де символи елементів – окислена кількість, % маси чавуну;  $\eta$  – необхідна основність шлаку CaO/SiO<sub>2</sub>;  $t_{чав}$  – температура чавуну, що заливається, °C;  $t_{ст}$  – температура сталі на випуску, °C.

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

$$G_b = Q_{надл} / (q_b + 0,01Q_{надл}), \quad (4.65)$$

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

$$\Delta G'_b = \frac{Q_{надл} + 10^2 C_{чав} \Delta T}{q_b + 0,01(Q_{надл} + 10^2 C_{чав} \Delta T)} - \frac{Q_{надл}}{q_b + 0,01Q_{надл}} \quad (4.66)$$

або, кг/т сталі:

$$\Delta G'_b = 11,1 \left[ \frac{Q_{надл} + 10^2 C_{чав} \Delta T}{q_b + 0,01(Q_{надл} + 10^2 C_{чав} \Delta T)} - \frac{Q_{надл}}{q_b + 0,01Q_{надл}} \right]^*, \quad (4.67)$$

де  $q_b$  – охолоджувальний ефект металобрухту, кДж/т;  $C_{чав}$  – теплоємність рідкого чавуну, кДж/(кг·K);  $Q_{надл}$  – 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.

### Шляхи підвищення температури чавуну

1. Випуск більш гарячого чавуну із доменних печей. Необхідно відзначити, що такий шлях нерентабельний, оскільки пов'язаний з підвищеними витратами коксу.

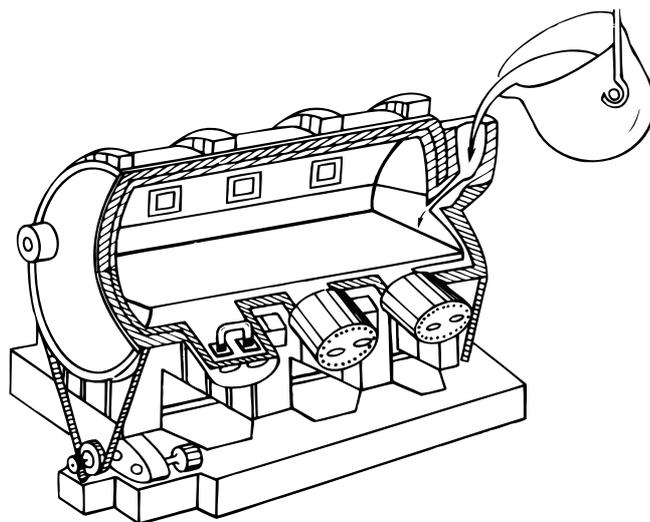
2. Зменшення втрат тепла на шляху від доменного до киснево-конвертерного цеху. Це можливо здійснити, використовуючи великі ковші для транспортування чавуну від доменних печей корисним обсягом більше 2000 м<sup>3</sup>.

Позитивно зарекомендували себе ковші міксерного типу ємністю 480-600 т, в яких у процесі витримки і транспортування температура чавуну знижується на 10°C/год, що у 8-10 разів менше, ніж у звичайних 140-тонних ковшах. Реальним може виявитись застосування

чавуновозних ковшів із кришками, хоча в цьому випадку додаються нові операції на знімання і закривання кришок, що може викликати організаційні труднощі. При цьому майже цілком усуваються тепловтрати випромінюванням через горловину ковша, які описуються рівнянням (4.53) і звичайно складають 16,3-18,5 кВт/т, а також приводять до зниження температури чавуну за 1 с на  $\sim 0,019$  К. Найбільш простий варіант – засипання на поверхню чавуну теплоізолюючих сумішей (тирса з коксиком і т.д.).

Цікаві пропозиції по випуску чавуну з доменної печі через дві чавунні льотки разом зі шлаком, що сприяє більшій десульфурзації чавуну (при цьому слід обов'язково скачувати шлак перед зливанням чавуну в міксер). Важливо також обов'язково скоротити час перебування чавуну на шляху від доменного до конвертерного цеху. При дефіциті чавуну виправдана, в окремі періоди, подача його безпосередньо до конвертерів, обходячи міксер.

3. Перегрів чавуну перед заливанням у конвертер. Цей метод підвищення частки брухту в шихті широко рекомендується деякими закордонними фірмами. В якості установки для перегріву чавуну фірмою "Ajax Magnethermix" пропонується подібна на звичайний міксер горизонтальна циліндрична посудина, футерована вогнетривкою цеглою, яка обертається навколо своєї осі для випуску чавуну через льотку (рис. 4.55). Температура чавуну підвищується за допомогою серії високопродуктивних струменепоточних індукційних нагрівачів каналного типу, розміщених на нижньому боці циліндра. Тепло генерується всередині каналів індукційних нагрівачів, а метал під дією електромагнітних сил циркулює по каналах і піднімається в основну ванну. Джерелом тепла служить електричний струм промислової частоти. Потужність кожного з індукторів може бути доведена до 2,5 МВт. Для підвищення температури 1 т рідкого чавуну на  $100^{\circ}\text{C}$  необхідно затратити 28 кВт·год, включаючи всі електричні і теплові втрати у нагрівачеві. Установка для перегріву із шістьма індукторами загальною потужністю 15 МВт має продуктивність 536 т/год при перегріві чавуну на  $100^{\circ}\text{C}$  або 179 т/год – на  $300^{\circ}\text{C}$ . Довжина цієї установки 15 м, зовнішній діаметр - 5,7 м, ємкість - 1500 т. Існують розробки установок для перегріву ємкістю 2000 т, ККД електричної енергії яких становить 84%. Він реальний, оскільки виробничий досвід деяких ливарних цехів показує, що ККД перетворення електричної енергії в теплову в подібних умовах може досягати 90%. Витрати електроенергії на 1т додатково виплавленої сталі складає 450 кВт·год, що нижче, ніж в електропечі, на 25%. Оскільки метал при перегріві вільний від шлаку, роз'їдання футеровки незначне, на одному із заводів її замінювали через 2 роки після перегріву 3 млн.т чавуну.



**Рис. 4.55. Принципова схема типового перегрівача чавуну із шістьма індукторами**

За твердженням "Energy Materials Conservation Corp" (США), продуктивність киснево-конвертерного цеху при використанні установок для перегріву чавуну збільшується на 13-15% без зростання його споживання. Додаткова теплота може бути поглинена будь-яким охолоджувачем, більш доступним або який має меншу вартість в умовах даного заводу – металобрухтом, окотишами, агломератом, прокатною окалиною чи холодним чавуном. За умови точного контролю температури чавуну застосування установки для перегріву може поліпшити технологію процесу й умови служби футеровки, у ряді випадків здатне звести до мінімуму втрати продуктивності сталеплавильних цехів при плановому чи раптовому припиненні постачання їм рідкого чавуну. У разі потреби, в установках можливо переплавляти холодний чавун.

На думку розробників, такий засіб підвищення частки брухту в шихті має значні переваги перед іншими, існуючими в цей час: присадкою феросиліцію, карбїду кремнію, карбїду кальцію, алюмінію. При їх використанні немінучі побічні небажані ефекти: збільшення тривалості продувки, витрат кисню і вапна, кількості шлаку, і, отже, витрат заліза, погіршення умов служби футеровки. У табл. 4.7 наведено техніко-економічні порівняння різних варіантів поліпшення теплового балансу конвертерного процесу, що ґрунтуються на дослідженнях металургів США.

Таблиця 4.8

**Результати використання різних джерел енергії  
для засвоєння конвертерною ванною 140 кг додаткового металобрухту**

Джерело енергії	Кількість	Витрати кисню, м <sup>3</sup>	Отримано додатково сталі, кг	Відносні витрати на 1 т сталі
Перегрів чавуну на 225°С	226,8 МДж	—	131,0	1,0
Спалювання мазуту киснем	13 дм <sup>3</sup>	29,3	131,0	1,6
Висококремністий чавун	+1,09% Si	12,8	98,7	3,1
Карбід кальцію	19,5 кг	9,0	131,0	6,0
Феросиліцій 50%-вий	19,4 кг	14,6	111,5	6,2
Алюміній	8,7 кг	7,7	128,4	8,4
Карбід кремнію	18,6 кг	24,7	93,8	9,0

Разом з тим, необхідно враховувати, що ККД на теплових електростанціях, які виробляють необхідну електроенергію, складає менше 40%, мають місце втрати в електромережах, і в підсумку сумарний коефіцієнт корисного енерговикористання палива (ККЕП) при використанні установок для перегріву чавуну складає ~ 30%. Він вищий, ніж при переплавці

брухту в електропечах (20-24%), але істотно нижчий, ніж у випадках застосування палива безпосередньо в кисневому конвертері і частковому використанні тепла газів, що відходять, у котлі-утилізаторі і т.п. Економіка цього методу остаточно неясна і вимагає розробки для конкретних умов кожного заводу.

Вплив кремнію, що міститься в чавуні, на тепловий баланс істотний, але питання про необхідність його посилення за рахунок підвищення концентрації, що небажано для доменного виробництва, вимагає детальної техніко-економічної доробки.

Вплив підвищення вмісту кремнію в чавуні на витрати металобрухту кількісно оцінюється по рівняннях (4.64), (4.65). Збільшення  $[Si]$  в чавуні на 0,1%, з урахуванням підвищення витрат вапна для збереження основності шлаку на попередньому рівні, зниження витрат чавуну зі зростанням частки брухту, зростання кількості шлаку і тепловитрат з ним, забезпечує додаткову переплавку металобрухту в кількості 7,47 кг/т сталі (0,67% маси металошихти). Роботу киснево-конвертерного виробництва США характеризують найбільш високі витрати металобрухту (в середньому ~ 29%), на окремих конвертерах – до 34%. Одним з головних факторів його забезпечення є переділ хімічно гарячих чавунів, що містять до 1,5% Si. Поряд з підвищеним вигаром заліза при конвертуванні, це пояснюється тим, що збільшення витрат виробництва в даному випадку компенсується їх зниженням за рахунок різниці собівартості рідкого чавуну і кон'юнктурно низьких цін на брухт на внутрішньому ринку.

Збільшення вмісту кремнію у чавуні вище деякої межі, поряд з ростом частки брухту в металошихті, викликає і небажані наслідки, до числа яких відносяться, насамперед, зниження виходу придатної сталі, стійкості футеровки, погіршення умов розчинення вапна і шлакоутворення (див. розд. 4.7).

Згідно з розрахунками і врахуванням необхідності достатньої кількості шлаку для видалення сірки і фосфору, необхідно підтримувати в чавуні 0,70-0,80% Si при охолодженні процесу металобрухтом (0,30-0,40% при охолодженні тільки залізною рудою 21-22 класу).

Як показав економічний аналіз собівартості сталі в діапазоні зміни концентрації кремнію в чавуні від 0,8% і нижче, знаходячись на мінімальному рівні, вона практично не залежить від складу чавуну. Такий характер залежності собівартості сталі обумовлюється тим, що при концентрації кремнію  $<0,8\%$  збільшення витрат на задане компенсується зниженням витрат на додаткові матеріали і витрат по переділу, оскільки при підвищенні вмісту кремнію в чавуні на 0,1% питомі витрати коксу зростають на 0,4%, річна продуктивність доменної печі знижується на 0,5% і собівартість чавуну зростає на 0,2%. При підвищенні концентрації кремнію в чавуні  $>0,8\%$ , поряд зі збільшенням витрат на задане, зростають витрати на додаткові матеріали і по переділу. Зростання витрат по переділу обумовлене, в основному, зниженням стійкості футеровки конвертерів і пов'язаним із цим підвищенням питомих витрат вогнетривів і затрат на холодні ремонти. Розрахунки заводської капіталоемкості киснево-конвертерної сталі показали, що з точки зору економії питомих капіталовкладень переділ чавунів з вмістом кремнію  $<0,7-0,8\%$  здається найбільш доцільним. При підвищенні зазначеної величини економія капіталовкладень у виробництво чавуну за рахунок зниження його витрат на виплавку сталі значно перебивається збільшенням капітальних витрат у зв'язку зі збільшенням витрат брухту, вапна, вогнетривів, а також ростом питомих капіталовкладень безпосередньо у сталеплавильний цех і загальнозаводське господарство. Оцінка по наведених витратах також показала економічну недоцільність застосування чавунів з концентрацією кремнію  $>0,7\%$ .

Таким чином, великих резервів збільшення частки брухту в металевій шихті кисневих конвертерів за рахунок підвищення вмісту кремнію в чавуні немає. З точки зору технології й економіки процесу існує оптимальна концентрація, перевищення якої може бути виправдане при низьких кон'юнктурних цінах на брухт, як, наприклад, у практиці підприємств США.

В даний час залізни руди основних родовищ містять досить низькі концентрації марганцю, тому для ряду металургійних заводів характерне виробництво передільних чавунів з низьким (0,3-0,6%) і дуже низьким (0,1-0,3%) вмістом марганцю. Дослідження ЦНДІЧМ ім. І.П. Бардіна, УралНДІЧМ і Дніпропетровського металургійного інституту показали, що основні труднощі переділу таких чавунів полягають в уповільненому шлакоутворенні, подовженні періоду безшлакової продувки металу, "згортанні" шлаку (при переході його в гетерогенний стан) на більшій частині тривалості продувки і наявності інтенсивного виносу металу і металошлакової емульсії, заметалюванні фурм, горловини конвертера і каміна, зниженому залишковому вмісту марганцю в металі і, як наслідок цього, підвищеній окисленості металу при низьких кінцевих концентраціях вуглецю.

Практика ряду заводів показала, що при виплавці рядових сталей звичайного призначення підвищена окисленість металу викликає лише деяке збільшення витрат феромарганцю, але не приводить до зниження якості готового металу, тому основні труднощі переділу низькомарганцевистих чавунів полягають у пізньому шлакоутворенні і його уповільненій гомогенізації.

Винос металу при безшлаковій продувці і "згорнутому" шлаку зумовлює помітне зниження виходу придатної сталі при зменшенні вмісту марганцю в чавуні <0,6% і інтенсифікацію димовиділення.

Непрямим підтвердженням надходження тепла при окисленні заліза в дим є дані рис. 4.50 (крива 1). Зниження концентрації марганцю <0,6% у чавуні, інтенсифікуючи димовиділення оксидів заліза, обумовлює деяке додаткове надходження тепла, що дозволяє переробити більше металобрухту. Відзначимо, що ця величина незначна, а недоліки практично ті ж, що і при підвищенні витрат металобрухту за рахунок описаного раніше "передуву" металу до концентрації вуглецю менше 0,06%. Зниження концентрації марганцю в чавуні, що характеризує практику останніх років, слабо позначається на тепловій роботі конвертерів (див. рис. 4.50). Зменшення надходження тепла від окислювання марганцю в даному випадку компенсується тепловим ефектом додаткового окислювання заліза при продувці, що знижує вихід придатної сталі.

Незважаючи на внесення в конвертерну ванну фосфором, що окислюється, майже такої ж кількості теплоти, як і кремнієм (див. табл. 4.7), немає рекомендацій з підвищення його вмісту у передільному чавуні для поліпшення теплової роботи конвертера. У межах звичайних концентрацій фосфору (0,1-0,2%) теплота від його видалення у шлак майже не впливає на тепловий баланс плавки (див. табл. 4.6), при більших (0,2-0,3%) ускладнюється конвертерне виробництво, тому що необхідне введення додаткових заходів по прискоренню дефосфорації металу, а це утруднює одержання сталі високої якості. Якщо ж у чавуні більше 0,3% P, звичайний киснево-конвертерний процес настільки ускладнюється вжиттям таких заходів, що стає, очевидно, економічно недоцільним у порівнянні з процесами ОЛП, ЛД-АЦ та ін., призначеними для переділу високофосфористих чавунів. Їх використання, зі зростанням концентрації фосфору від 1,0% і вище, стає економічнішим, тому що знижуються витрати чавуну, а шлаки стають багатшими на вміст у них  $P_2O_5$ , а значить, і більш цінними як мінеральні добрива для сільського господарства.

У прибутковій частині теплового балансу найбільшу частку після фізичної теплоти чавуну вносить реакція окислювання вуглецю (див. табл. 4.6, рис. 4.48). У зв'язку з цим, вуглець називають "основним паливом" киснево-конвертерних процесів. Для правильної шихтовки плавки, що ставить за мету зниження витрат чавуну й одержання заданої температури сталі без коригувань, що знижують продуктивність агрегатів, необхідно здійснювати контроль його вмісту у чавуні. Вуглець розчиняється до концентрації насичення, прямо пропорційної його температурі. З цієї причини слід застосовувати всі наведені вище заходи для підвищення температури чавуну, тому прибуткова частина теплового балансу зростає відразу по двох найбільш вагомим статтях.

### 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 металевої 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.

Зміна середньої температури ванни ( $T_g, K$ ) у процесі продувки при різних витратах звичайного металобрухту вже наведена на рис. 4.21. Фактична швидкість плавлення брухту протягом основної частини плавки (у період інтенсивного плавлення) описується рівнянням:

$$-dx/d\tau = \alpha(T_g - T_{лікв.})/[q_{схов} + C_b(T_{лікв} - T_{поч})]\gamma_b, \quad (4.68)$$

де  $x$  - маса брухту, що розплавився за час  $\tau$ ;  $\alpha$  - коефіцієнт теплообміну в рідкій ванні,  $Вт/(м^2 \cdot K)$ ;  $T_{лікв}$  - температура ліквідуса,  $K$ ;  $q_{схов}$  - прихована теплота плавлення,  $Дж/кг$ ;  $C_b$  - теплоємність брухту,  $Дж/(кг \cdot K)$ ;  $T_{поч}$  - початкова температура брухту,  $K$ ;  $\gamma_b$  - щільність брухту,  $кг/м^3$ .

Як видно з рис. 4.21,  $T_g$  визначається кількістю і якістю брухту, тобто підвищення його витрат приводить до значного зниження  $T_g$  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 (рис. 4.56). Легковаговий брухт із товщиною кусків до 10 мм, насипною масою 0,5-1,0  $т/м^3$  і питомою поверхнею  $\sim 50-60 м^2/т$  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  $т/м^3$  і питомою поверхнею не більше 3  $м^2/т$  (рис. 4.56, криві 1 і 3). У подальшому розвитку процесу крива  $T_g$  при використанні великовагового брухту розташовується вище інших кривих. На плавках з використанням пакетованого брухту (крива 2) після закінчення  $\sim 1/3$  тривалості продувки спостерігаються аномалії у зміні  $T_g$ , 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

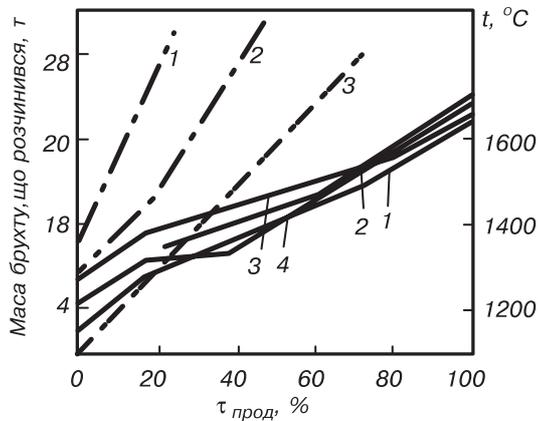
$$F = 0,256(1/\delta + 1/b) + 2\delta b; \quad (4.69)$$

для брухту круглого перерізу і близького до нього

$$F = (0,51/d) + (\pi d^2 / 2), \quad (4.70)$$

де  $\delta$  - товщина брухту,  $м$ ;  $b$  - ширина брухту,  $м$ ;  $d$  - діаметр куска брухту круглого перерізу,  $м$ ; 0,256 та 0,51 - статистичні коефіцієнти,  $м^3$ .

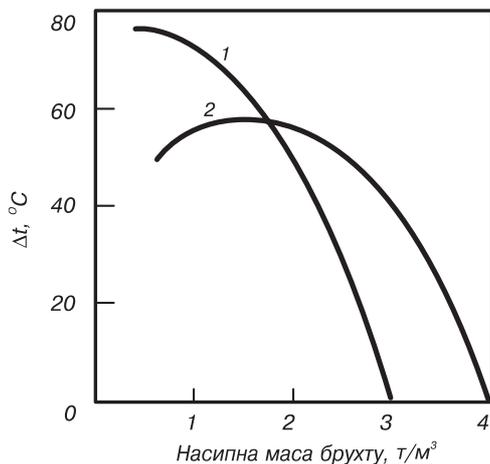
Швидке розплавлення легковагу приводить до збільшення охолоджуючого ефекту металозавалки у початковий період продувки. Необхідно враховувати, що у легковагу багато іржі і забруднень, що обумовлює холодний перебіг продувки і, на перший погляд, здається енергетично вигідним: менший перепад температур між робочим простором конвертера і навколишнім середовищем, значить, менші тепловтрати в процесі продувки, більше вуглецю окислюється до  $CO_2$ . Але такий перебіг продувки характеризується технологічними недолі-



**Рис. 4.56. Зміни температури металу (суцільні лінії) і кількості розчиненого брухту (пунктирні лінії) під час продувки у 135-тонному конвертері: 1 - легковагий брухт; 2 - пакетований брухт; 3 - великоваговий брухт; 4 - разосереджена присадка легковагого брухту**

ками: переокислювання шлакової фази з подальшими викидами металу і шлаку, спінення і переливи шлакометалевої емульсії через горловину конвертера, подовження продувки через необхідність скачування шлаку. 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 (рис. 4.57).

У зв'язку з цим металобрухт товщиною менше 10 мм необхідно пакетувати, використовуючи в конвертерах великовагові пакети перерізом ~ 700 x 1000 мм, довжиною 1000 мм і густинністю 3,0-3,5 т/м<sup>3</sup> і великоваговий брухт товщиною від 10 до 300-400 мм і довжиною 500 мм. Це забезпечує найбільш сприятливий перебіг температури (рис. 4.57), 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.



**Рис. 4.57. Зниження температури рідкої ванни на початку продувки, викликане плавленням брухту: 1, 2 - початок і кінець кампанії по футеровці**

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  $T_{в}$ , 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°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.

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

$$V_{\text{вип}} = \kappa V_{\text{r}} (P_{\text{ep}} / P), \quad (4.71)$$

де  $V_{\text{вип}}$  – загальний потік пари за одиницю часу;  $\kappa$  – поправочний коефіцієнт;  $V_{\text{r}}$  – обсяг газів, що виділяються з реакційної зони;  $P_{\text{ep}} / P$  – пружність пари речовини, що випаровується, і загальний тиск відповідно. З підвищенням температури, наприклад, пружність пари заліза змінюється відповідно до рівняння:

$$\log P_{\text{Fe}} = -(18500/T) + 10,15, \quad (4.72)$$

де  $P_{\text{Fe}}$  – тиск, Па;  $T$  – температура, К.

З рівнянь (4.71, 4.72) 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, опублікованих в літературі.

### 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

$$q_{\text{вап}} = a + (bH / 100), \quad (4.73)$$

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 (4.64–4.67) збільшення частки металобрухту  $G'_6$  при підвищенні температури вапна на  $\Delta T_g$  з урахуванням зниження витрат чавуну, складе:

$$G'_6 = (Q_{надл} + \Delta T_g C_g m_g) / (q_\delta + 0,01 Q_{надл}), \quad (4.74)$$

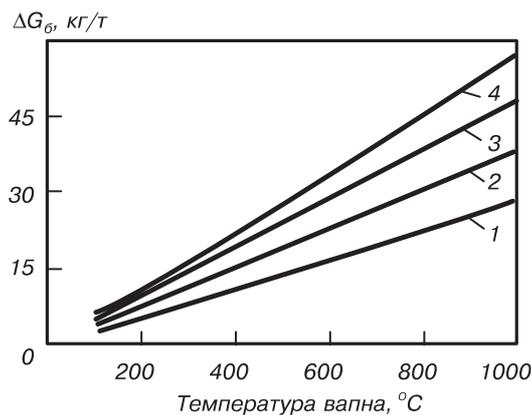
де  $C_g$  – теплоємність вапна в розглянутому інтервалі температур, кДж/(кг·К);  $m_g$  – витрати вапна на 100 кг металевої шихти;  $q_\delta$  – охолоджувальний ефект металобрухту, кДж/кг (можна прийняти рівним 1400 кДж/кг). У даному випадку логічне припущення, що вся додаткова теплота засвоюється ванною.

Як випливає з результатів розрахунків за формулами (4.64, 4.65, 4.74), 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 високофосфористого чавуну з витратами вапна 120 кг/т (рис. 4.58).

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 (див. рис. 4.58).



**Рис. 4.58. Підвищення витрат металобрухту як результат нагрівання вапна при його витратах, кг/т: 1 - 60; 2 - 80; 3 - 100; 4 - 120**

На рис. 4.59 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 киснепроводів, 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  $\sim 16$  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-густо 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 тепла 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.

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

Представлений у даній главі 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 посилиться при організації в порожнині конвертера часткового (повне недоцільно) допалювання  $CO$  до  $CO_2$  з ефективною передачею отриманого тепла металевій ванні.

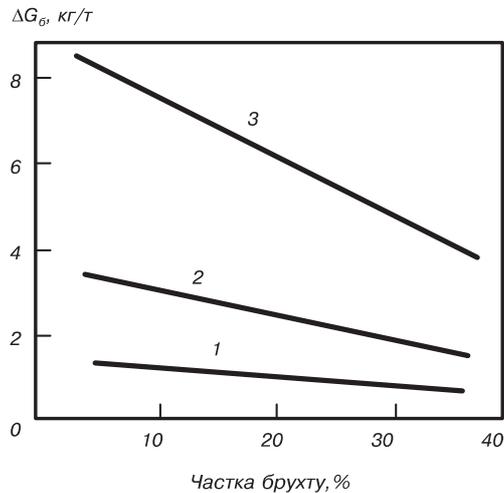


Рис. 4.59. Підвищення витрат металобрухту внаслідок нагрівання дуттєвого кисню до температури 260 (1), 650 (2) і 1650°C в залежності від витрат брухту у звичайній шихті (без нагрівання)

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 СО в обсязі конвертера.

Використання в конвертерній плавці вуглецевмісних матеріалів і організація допалювання СО 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 ( $\geq 99,5\%$ ), 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 роботи наведені на рис. 4.51 кривою 5. 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 (див. рис. 4.51). 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, наведених у табл. 4.6 і на рис. 4.51. Необхідно підкреслити, що ці показники відносяться до роботи конвертерів з високим темпом випуску плавок, інтенсивністю продувки, без простоїв, додувок і т.ін. Опубліковані ж дані плавок поточного виробництва і балансових плавок, 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.

#### **4.13. Операції, що коригують результати плавки; загальна схема розкислення і легування сталі**

Коригуючі операції завершують технологічний цикл плавки. Вони відносяться до будь-якого різновиду конвертерних процесів, розглянутих у главах 4-7.

Наприкінці продувки в конвертері роблять відбір проб металу і шлаку на хімічний аналіз, а також визначають температуру металу за допомогою спеціального зонда чи, повернувши (поваливши) конвертер у горизонтальне положення, за допомогою ручних пробовідбірників і термомпар. Спектроскопічним методом визначаються вміст у металі С, Mn, S, P, а у шлаку - CaO, SiO<sub>2</sub>, FeO, MgO та інші компоненти. При продувці з зупинкою на заданому вмісті вуглецю останній повинен знаходитись у межах, що визначаються стандартом або технічними умовами. При продувці з передувкою вміст вуглецю може бути або дещо нижчим за заданий, або становити менше 0,1% С. Вміст фосфору і сірки повинен бути нижчим за верхню межу, визначену стандартом. Температура металу на випуску залежить від способу розливання (МБЛЗ, зверху, сифоном), позапічної обробки і відповідних тепловитрат.

## Варіанти додувок

Характер відхилення величин		Вжиті заходи
[C]	t <sub>ванни</sub>	
Норм.	>	Охолодження в конвертері чи ковші
Норм.	<	Додувка з нагріванням і науглецьовування в ковші
>	Норм.	Додувка без зміни температури ванни
<	Норм.	Науглецьовування в ковші
>	<	Додувка з нагріванням
>	>	Додувка з охолодженням
<	<	Додувка з присадкою в конвертер чавуну чи феромарганцю Можливо і науглецьовування в ковші
<	>	Охолодження в конвертері чи ковші і науглецьовування в ковші

Можливі випадки закінчення продувки при значеннях одного чи кількох параметрів, що не відповідають заданим. Тоді необхідно вживати заходи для коригування того чи іншого параметра, з огляду на характер відхилення від норми.

Найчастіше зустрічаються відхилення по температурі, вмісту вуглецю і сірки в металі. Тоді, як видно з табл. 4.9, основними заходами, вжитими для усунення відхилень, виявлених після першої повалки конвертера, є додувка, науглецьовування металу в ковші й охолодження його в конвертері чи в ковші. Додувка є відхиленням від нормальної технології, оскільки вона приводить до зниження якості сталі, збільшення тривалості і ресурсоємності плавки. Для спрощення ведення продувки в сучасній практиці свідомо йдуть на одержання низького кінцевого вмісту вуглецю в металі (0,03-0,05%) при виплавці більшості марок сталі. Природно, це вимагає обов'язкового науглецьовування в ковші.

Зниження якості сталі при додувці, насамперед, пов'язане з підвищенням вмісту азоту в металі (на 0,001-0,003%) внаслідок попадання у конвертер повітря у перерві між продувками. Можливе суттєве підвищення концентрації кисню в металі, якщо виплавляють низьковуглецеву сталь.

Науглецьовування металу можна виконувати шляхом додавання вуглецевмісного матеріалу, але цим способом важко одержати метал із вмістом вуглецю більше 0,20-0,30%; завалкою твердого чи заливанням рідкого чавуну на повалці; доливанням рідкого чавуну в сталерозливний ківш. При виробництві високовуглецевих сталей (>0,50%) добре зарекомендувала себе технологія випуску металу у ківш, в який попередньо наливають необхідну кількість рідкого чавуну, разом із введенням невеликої кількості коксикі.

Охолодження перегрітого металу можливе як у конвертері, так і в ковші. Найраціональніше охолодження вести в ковші, оскільки при цьому, по-перше, можна більш точно регулювати температуру металу перед розливанням, що дуже важливо при розливанні на МНЛЗ; по-друге, виключається зайва операція в конвертері.

Найбільш розповсюдженим варіантом охолодження металу в ковші є опускання на деякий час великого куска металу (блюмсу) у рідку сталь і продувка її інертним газом (аргоном). У конвертері охолодження металу іноді здійснюють присадкою чистого брукху чи твердого чавуну, а також вапна, вапняку чи необпаленого доломіту. Присадка залізорудних матеріалів (твердих

окислювачів) для цього не рекомендується, щоб уникнути підвищення окисленості металу. Після будь-якого коригування, проведеного в конвертері, знову відбирають проби металу, вимірюють температуру. Це приводить до додаткового подовження плавки і зниження продуктивності конвертера. Нормальне проведення продувки з досягненням на кожній плавці заданих меж вмісту вуглецю і температури металу з першої повалки є одним з важливих факторів підвищення ефективності конвертерного процесу. Це можливо при використанні автоматизованої системи керування, що передбачає хоча б одноразовий вимір зазначених параметрів плавки незадовго до кінця продувки, використовуючи для цієї мети спеціальний зонд. Зовсім інші можливості по регулюванню температури металу відкриваються при використанні агрегату типу "піч-ківш" у технологічному зв'язку з конвертером. Можливість нагрівання металу в сталерозливному ковші дозволяє знизити температуру металу на випуску на 50-80°C. Це дає змогу скоротити питомі витрати чавуну на плавку на 15-20 кг/т, збільшити термін служби футеровки конвертерів і сталерозливних ковшів.

Розрахунок коригуючих операцій можна виконувати таким способом.

Корегування по вмісту вуглецю не відбувається, якщо:

$$C_{\text{гот.ст}}^{\text{H}} < C_{\text{пов}} < (C_{\text{гот.ст}}^{\text{B}} - 0,02), \quad (4.75)$$

де  $C_{\text{гот.ст}}^{\text{H}}$ ,  $C_{\text{гот.ст}}^{\text{B}}$  - відповідно нижня і верхня межі діапазону вмісту вуглецю в готовій сталі, %;  $C_{\text{пов}}$  - вміст вуглецю при повалці конвертера, %; число 0,02 у правій частині нерівності значить, що 0,02% вуглецю може бути внесено у сталь при розкисненні феромарганцем.

При  $C_{\text{пов}} > (C_{\text{гот.ст}}^{\text{B}} - 0,02)$  необхідно знизити вміст вуглецю до  $(C_{\text{гот.ст}}^{\text{B}} - 0,02)$  за рахунок додувки металу, на яку необхідно витратити кисню  $V_{\text{O}_2}^{\text{дод}}$ :

$$V_{\text{O}_2}^{\text{дод}} = \left\{ 1,74 \left[ C_{\text{пов}} - (C_{\text{гот.ст}}^{\text{B}} - 0,02) \right] - 0,13 \left[ (C_{\text{пов}})^2 - (C_{\text{гот.ст}}^{\text{B}} - 0,02)^2 \right] + 0,027 \left[ \frac{1}{(C_{\text{гот.ст}}^{\text{B}} - 0,02)} - \frac{1}{C_{\text{пов}}} \right] \right\} \cdot \frac{224}{32} \text{ м}^3 / 1 \text{ т металошихти} \quad (4.76)$$

При  $C_{\text{пов}} < C_{\text{ст}}^{\text{H}}$  необхідно при випуску сталі виконати її науглецьовування.

Коригування плавки по температурі не здійснюється при  $(t_{\text{гот.ст}} - 15) < t_{\text{ст}}^{\text{пов}} < (t_{\text{гот.ст}} + 15)$ ,

де  $t_{\text{гот.ст}}$  - задана температура готової сталі, °C;  $t_{\text{ст}}^{\text{пов}}$  - температура сталі при повалці конвертера, °C.

При  $t_{\text{ст}}^{\text{пов}} > (t_{\text{гот.ст}} + 15)$  необхідно охудити ванну, що можна здійснити за допомогою присадки вапна в кількості  $M_{\text{вап}}^{\text{д}}$ :

$$M_{\text{вап}}^{\text{д}} = \frac{t_{\text{ст}}^{\text{пов}} - (t_{\text{гот.ст}} + 15)}{1,92} \text{ кг/т.} \quad (4.77)$$

Якщо для охолодження застосовується вапняк, то його необхідно ввести в конвертер у кількості  $M_{\text{вк}}^{\text{д}}$ :

$$M_{\text{вк}}^{\text{д}} = \frac{t_{\text{ст}}^{\text{пов}} - (t_{\text{гот.ст}} + 15)}{4,12} \text{ кг/т.} \quad (4.78)$$

При  $t_{\text{ст}}^{\text{пов}} < (t_{\text{гот.ст}} - 15)$  необхідно розігріти ванну, що на практиці здійснюють за рахунок додувки металу при підвищеному положенні фурми. Така додувка забезпечує переважне

#### 4.13. Операції, що коригують результати плавки; загальна схема розкислення і легування сталі

окислювання заліза, що супроводжується підвищенням температури ванни без помітного окислювання вуглецю.

Для підвищення температури необхідно вдути у конвертер кисень при підвищеному положенні фурми  $V_{O_2}^{дт}$ :

$$V_{O_2}^{дт} = \frac{0,332 \left[ (t_{\text{гот.ст}} - 15) - t_{\text{ст}}^{\text{пов}} \right]}{C_{\text{пов}} (11,2 - 23C_{\text{пов}})} \text{ м}^3/\text{т}. \quad (4.79)$$

Коригування результатів плавки по вмісту сірки у сталі не здійснюються, якщо  $S_{\text{пов}} < S_{\text{гот.ст}}^B$ , де  $S_{\text{пов}}$  і  $S_{\text{гот.ст}}^B$  - відповідно концентрація сірки в металі при повалці конвертера і верхня межа її вмісту, %.

Якщо  $S_{\text{пов}} > S_{\text{гот.ст}}^B$ , то необхідно зробити присадку в конвертер вапна у кількості  $M_{\text{вап}}^{дс}$ :

$$M_{\text{вап}}^{дс} = 60 \left( \frac{S_{\text{пов}}}{S_{\text{гот.ст}}^B} - 1 \right) \text{ кг/т} \quad (4.80)$$

і продути метал для його засвоєння.

На практиці може скластися така ситуація, коли з'являється необхідність проведення одночасно не однієї, а двох чи трьох коригуючих операцій. Тоді виконують одну узагальнюючу коригуючу операцію з розрахунком і введенням необхідних добавок і відповідним положенням фурми (підвищеним чи нормальним).

Зливання (випуск) металу здійснюють у сталерозливний ківш через сталевипускний отвір діаметром 100-200 мм, відсікаючи конвертерний шлак (докладно це розглянуто в розд. 8). Випуск металу суміщується з його розкисленням – легуванням (присадкою феросплавів і алюмінію у ківш\*), тому тривалість цієї операції повинна бути достатньою для повного розплавлення і рівномірного розподілу в обсязі металу присадок, що вводяться. Вона залежить від ємності конвертера, але не менше 5 хв.

Метал розкислюють і легують у сталерозливному ковші наступними феросплавами (у дужках зазначені марка і вміст основних елементів): силікомарганцем (СМн 17; 1,7% С; 72% Мн; 17-19% Si; 65%-вим феросиліцієм (ФС65; 63-68% Si); 45%-вим феросиліцієм (ФС45; 41-47% Si; 2% Al); феромарганцем (ФМн75; 7% С; 75% Мн; 2% Si); феротитаном (ТІ1; 28-35% Ti; 0,4% V); фероніобієм (ФН3; 15% Si; 5% Al; 50-70% Nb; 8% Ti); ферованадієм (ВД1; 0,75% С; 2% Si; 1% Al; 35% V); силікокальцієм (СК15; 55% Si; 1,5% Al; 15-20% Ca); алюмінієм (АВ86; 5% Si; 86% Al). У сплавах, для яких вміст вуглецю не зазначено, його концентрація складає 0-0,2%.

Максимальний розмір кусків феросплавів не повинен перевищувати 50 мм. Перед присадкою у ківш їх прожарюють до 900°C і вище. При наповненні ковша металом на 1/3-1/4 висоти феросплави й інші добавки починають вводити в такій послідовності: термоантрацит, феромарганець, силікомарганець, феросиліцій, алюміній, ферованадій, фероніобій, феротитан, азотований марганець, силікокальцій. При випуску "передутих" плавков ( $[C] < 0,07\%$ ) 15-20% від загальних витрат алюмінію рекомендується вводити до початку подачі феросплавів. Присадка феросплавів і алюмінію закінчується до моменту наповнення металом ковша на 2/3 його висоти.

\* Матеріали, що містять домішки, які не окислюються у залізі (Ni, Co, Cu, Mo та ін.), вводять у конвертер звичайно під час завалки брухту, рідше - під час повалки.

Кількість феросплавів  $M_{\text{фспл}}$  і навуглецьовувача\* розраховують за формулою

$$M_{\text{фспл}} = \frac{M_{\text{р.ст}} \left( [E]_{\text{гот.ст}} - [E]_{\text{п.р}} \right) 100}{[E]_{\text{фспл}} (100 - K_y)}, \quad (4.81)$$

де  $M_{\text{р.ст}}$  - маса рідкої сталі, кг;  $[E]_{\text{гот.ст}}$  і  $[E]_{\text{п.р}}$  - вміст елемента в готовій сталі (середньозадане) і перед розкисленням, %;  $[E]_{\text{фспл}}$  - вміст елемента у феросплаві, %;  $K_y$  - угар елемента при розкисленні (легуванні), залежить від окисленості металу і шлаку, кількості конвертерного шлаку, що потрапив у ківш, і в середньому складає 25% для Si; 10% для Mn; 40% для C, що входить до складу вуглецевмісного матеріалу.

Після закінчення присадок феросплавів і алюмінію в ківш присаджують теплоізолююче засипання з таким розрахунком, щоб шар на дзеркалі в ковші мав товщину 80-100 мм.

Для прискорення розчинення феросплавів і засвоєння їх металом останнім часом на ряді заводів використовують легкоплавкі комплексні лігатури. До складу лігатур, які забезпечують також одержання неметалевих включень, що видаляються з металу, входять деякі елементи (Ca, Mg та ін.), що у вільному стані при температурі рідкої сталі легкі і погано засвоюються металом.

Якщо маса присаджуваних у ківш розкислювачів і легуючих матеріалів значна (більше 2%), застосовують рідкі чи екзотермічні феросплави. Це дозволяє уникнути значного охолодження сталі. Феросплави розплавляють у дуговій електросталеплавильній печі. Раніше використовували вагранку, але це супроводжувалося не завжди бажаним навуглецьовуванням сплаву.

Екзотермічні феросплави виготовляли у вигляді брикетів чи сумішей здрібнених матеріалів. Крім основного феросплаву (FeMn, FeCr і т.д.), вони містили окислювачі (натрієва селітра, марганцева руда), відновники чи пальні матеріали (алюміній, вуглець, збагачений феросиліцій, силікокальцій та ін.), в'язучі речовини (технічна каніфоль, кам'яновугільний пек, рідке скло та ін.). Брикети чи суміші екзотермічних феросплавів укладали на дно ковша. Під час випуску в контакт з рідким металом вони розігрівалися і плавився як внаслідок теплообміну зі сталлю, так і за рахунок тепла екзотермічних реакцій у сплавах.

Головними перевагами екзотермічних феросплавів перед звичайними є те, що вони, контактуючи з металом, виділяють значну кількість тепла, що дозволяє одержувати нормальну температуру сталі до початку розливання навіть при великих присадках у ківш твердих матеріалів; розкислюють і легують метал тільки у ковші, що різко знижує угар елементів; дають можливість при звичайних витратах сплавів збільшити частку брухту в шихті.

Під час плавлення і реагування екзотермічних феросплавів з ковша виділялися дим і токсичні оксиди азоту. Цей недолік усували спорудженням нескладної газоочисної установки.

Однак з розвитком позапічної обробки сталі й устаткуванням діючих цехів багатопрофільними агрегатами "ківш-піч", екзотермічні феросплави перестали використовувати.

\*При розрахунку кількості навуглецьовувача віднімають ту кількість вуглецю, що вносить феромарганець.

---

## 5. ДОННА КИСНЕВА ПРОДУВКА

Оскільки киснево-конвертерний процес з верхньою подачею дуття має ряд недоліків, розглянутих раніше, металурги змушені були шукати шляхи застосування донного кисневого процесу. Перші досліди по застосуванню технічно чистого кисню в конвертерах з донним 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 1954-56 рр. на Новотульському металургійному заводі проводили роботи по продувці чавуну в конвертері знизу через донні фурми, в яких по центральній трубці подавали кисень, а по концентричній щілині - діоксид вуглецю.

В 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'єр 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  $C_xH_y \rightarrow xC + (y/2)H_2 - Q$ , на що витрачається певна кількість тепла. Разом з киснем у ванну вдувають порошок вапна. Цей широко розповсюджений процес одержав назву ОВМ (по перших буквах слів Oxygen Bottom Maxhutte - кисень, днище, Максхютте).

Французькі фірми "Loire-Creusot", "Wendel-Sidelor", "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 труб: 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, у свою чергу, полегшує газоочистку;
- 3) зменшується частка брукхту 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 фурми) він дисоціює, поглинаючи тепло, тобто є охолоджувачем; по-друге, газ, будучи відновником, запобігає окислюванню заліза киснем, що вдувається, безпосередньо біля фурми. При зворотних ударах між киснем і футеровкою утворюється шар захисного середовища, що запобігає зносу футеровки. За таких умов у зоні фурми не розвивається надто висока температура, а тому не спостерігається інтенсивного зносу фурми 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<sup>3</sup>/100г. Тому при виплавці флокочутливих сталей наприкінці плавки протягом 15-30 хв. продувку необхідно вести киснем, змінивши паливо аргонем, або лише аргонем. 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 встановлювалися 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 рішення проблеми розміщення конвертерів у мартенівських цехах. У різних країнах були реконструйовані чотири мартенівських 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 ємністю 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 підтвердились. Донна продувка виявилась 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.

### 5.1. 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 міксеру в заливальний ківш, у якому попередньо піддається десульфуратції.

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. 5.1.

Таблиця 5.1

**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
кускового вапна	108	-
порошкового вапна	-	89,3
плавикового шпату	1,7	-
Витрати, м <sup>3</sup>		
кисню	56	52,8
азоту	-	20
природного газу	-	4,3
(FeO), %	13,2	5,0
Кількість шлаку, кг	166,6	121,5
[C] в кінці продувки, %	0,1	0,1
Викиди, кг	15	12
Кількість заліза у викидах, %	60	60
Кількість металу в каміні, кг	16,9	13,5
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

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 CO<sub>2</sub>.

Розрахунок матеріального балансу, наведений в табл. 5.2, проводили для чавуну складом: 4,2% C; 0,8% Si; 0,8% Mn і 0,15% P. Розрахунок виконаний у ЦНДІЧМ на основі показників 10-тонного конвертера верхнього і донного дуття.

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

## 5.2. Дуттєвий режим

Продувку знизу газовими струменями вивчали ще відповідно до процесів донного повітряного дуття - бесемерівського 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 більша, 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 дуттєвого 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 дуттєвих пристроїв розроблені в меншій мірі, ніж для верхнього дуття, тому що практичного досвіду накопичено недостатньо.

Як видно з рис. 5.1, фази через фурми, встановлені у днищі конвертера 1, по трубопроводах, що проходять через порожню цапфу 2, подаються від розподільника 6. Кисень по

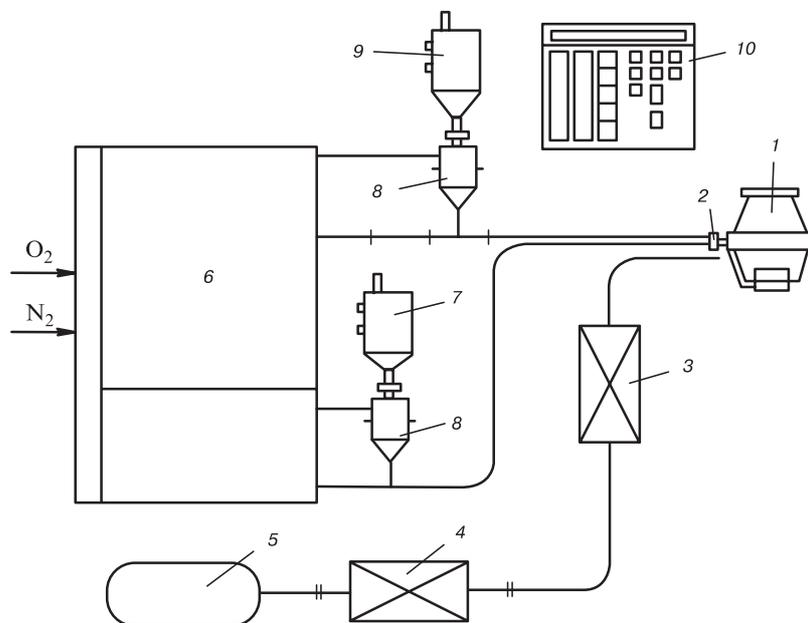
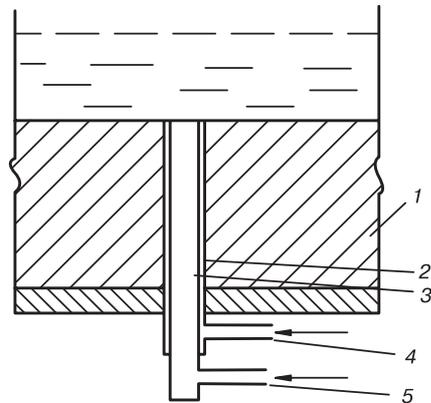


Рис. 5.1. Схема подачі продувних фаз у конвертер донного кисневого дуття

трубопроводу підводиться до розподільника, що регулює його витрати, а потім надходить до продувних фурм. Порошкове вапно подається з бункера 9 через ваги-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 регулює 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 навуглецьовування 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.



**Рис. 5.2. 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

Фурма для подачі продувних газів у конвертер донного кисневого дуття (рис. 5.2) 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 навуглецьовування - 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 дуттєвого режиму слід віднести число сопел у фурмі, кут їх нахилу до вертикальної осі, висоту фурми, наближення її до ванни і витрати кисню.

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

$$L_f = k_f h \quad (5.1)$$

Згідно з експериментальними даними, в період інтенсивного зневуглецьовування  $k_f \approx 0,65$ . З урахуванням цього, отримано вираз для визначення мінімальної кількості фурм у днищі конвертера

$$n_{min} \approx 0,02 T I_{O_2} / h_B^{3,26} \quad (5.2)$$

де  $T$  - садка конвертера;  $I_{O_2}$  - питома інтенсивність продувки ( $m^3/t \text{ хв.}$ );

Діаметр кисневого сопла визначають за наближеною формулою

$$d_c \approx 5,06 \sqrt{T I_{O_2} / P_{noc} \cdot n} \quad (5.3)$$

де  $P_{noc}$  - тиск кисню перед фурмою, МПа;  $n$  - кількість фурм.

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

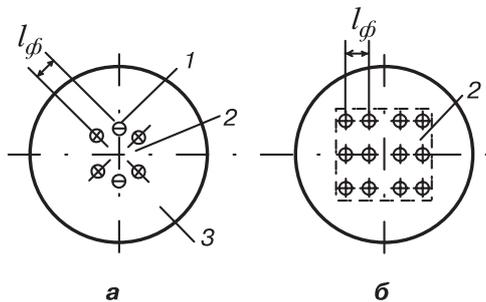


Рис. 5.3. Схема розташування фурм у днищі при донній кисневій продувці

кою: 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. рис. 5.3), що й забезпечує роз'єднання первинних реакційних зон в обсязі ванни, а також рівномірність газовиділення і перемішування.

Однією із принципів 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 (рис. 5.4). 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

$$N = P_0 V_0 \frac{T}{273} \ln \left( 1 + \frac{H \rho_m}{P_0} \right), \quad (5.4)$$

де  $P_0$  - атмосферний тиск;  $V_0$  - обсяг бульб, що утворюються за одиницю часу при нормальних умовах, м<sup>3</sup>/хв;  $T$  - температура, К;  $H$  - висота ванни над місцем виникнення бульб, м;  $\rho_m$  - густина рідкого металу, кг/м<sup>3</sup>.

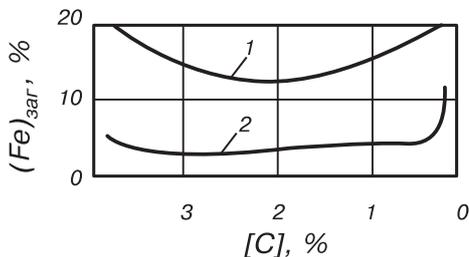


Рис. 5.4. Зміна вмісту  $(Fe)_{заг}$  в процесі продувки в конвертерах верхнього (1) і донного (2) дуття

Площа дуття 2 може бути у формі кола (а) чи прямокутника (б) і займати певну частину днища 3 (рис. 5.3). 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.

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 кисневій струмінь проникає приблизно наполовину висоти ванни  $H$ . 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 парціального тиску діоксиду вуглецю в газовій фазі, а, отже, і невисоку окисленість шлаку.

На окисленість шлаку суттєво впливають інтенсивність продувки і число фурм, зі збільшенням яких вміст оксидів заліза у шлаку зменшується (рис. 5.5). Це пояснюється тим, що зі зростанням інтенсивності продувки підвищується потужність перемішування ванни. Зі зменшенням числа дуттєвих 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  $\text{CO}_2$  у конвертерному газі протягом майже всієї продувки не перевищує 4%; лише на початку продувки він складає 5-12%. При верхній же подачі кисню вміст  $\text{CO}_2$  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 знижуються на  $0,05-1,0 \text{ кг/т}$ , алюмінію - на  $0,12-0,35 \text{ кг/т}$ ) 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 високою продуктивністю.

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 високою продуктивністю.

### 5.3. Тепловий режим

За допомогою розрахунків теплового балансу встановлено, що надлишок теплоти у ванні при верхній продувці, в порівнянні з донною, коливається в межах  $2500-5000 \text{ кДж/100 кг}$  сталі. У цьому випадку частка брухту 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 і 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.

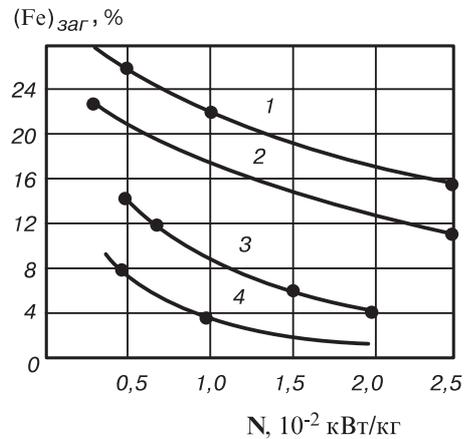


Рис. 5.5. Вплив питомої потужності  $N$  перемішування ванни і кількості донних фурм на вміст заліза у шлаку: 1 - одна фурма; 2 - дві фурми; 3 - три фурми; 4 - чотири фурми

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<sub>2</sub> 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<sub>2</sub>), що забезпечує високу стійкість днищ і зниження інтенсивності пилотування.

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 і 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 згорання 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 конвертерних 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 значна 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 плавок, 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), але це компенсується підвищенням ряду статей надходження тепла. До них належать: виділення теплоти при конденсації парів заліза і FeO, їх окислюванні до Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, збільшенні вмісту окисленого заліза у шлаку у вигляді FeO і Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, додатковому спалюванні CO до CO<sub>2</sub>.

Продувка нейтральним газом через днище добре усереднює хімічний склад і температуру 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 продувці, умови для допалювання в порожнині агрегату оксиду вуглецю, що виділяється з ванни, і 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<sub>CO</sub>=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 десульфурації при донній продувці сприятливіші, ніж при верхній. Це пов'язано з кінетичними 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 металобрухту, можливості інтенсифікації процесу. Припустиме застосування великих кусків брухту.

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 природного газу, пропану і мазуту, які використовуються як захисне середовище, становлять відповідно 0,4-0,5; 0,2-0,3 м<sup>3</sup>/т сталі і 2,5-3,0 кг/т. Витрати захисного середовища на плавку для даної садки агрегату визначаються з виразу

$$V_{\text{зах}} = v_3 \cdot T, \quad (5.5)$$

де  $v_3$  - питомі витрати захисного середовища, м<sup>3</sup>/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 з верхньою 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 виявив більш низькі значення зниження пиломісткості газів, що відходять. Так, за даними заводу "Gary" (США), збільшення виходу сталі в результаті зменшення пилоутворення складає 0,32%. 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.

#### 5.4. Технологічні взаємозв'язки

При продувці через дно, в порівнянні з продувкою зверху, дещо змінюється перебіг реакцій 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 темпом подачі кисню (рис. 5.6, а, б). У період інтенсивного знекремнювання, 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 результаті 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

$$(FeO) + [Mn] = (MnO) + [Fe], K = a_{(MnO)} / [Mn] a_{FeO} \quad \text{і} \quad [Mn] = (1/K) a_{(MnO)} / a_{FeO} \quad (5.6)$$

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

$$\lg K_{Mn} = \lg(a_{(MnO)} / a_{[Mn]} \cdot a_{[O]}) = 12760/T - 5,68, \quad (5.7)$$

стане менше рівноважної з вуглецем, і [Mn] стане регулятором окисленості металу. Це відбудеться, у першу чергу, при досить низьких вмістах вуглецю і підвищених концентраці-

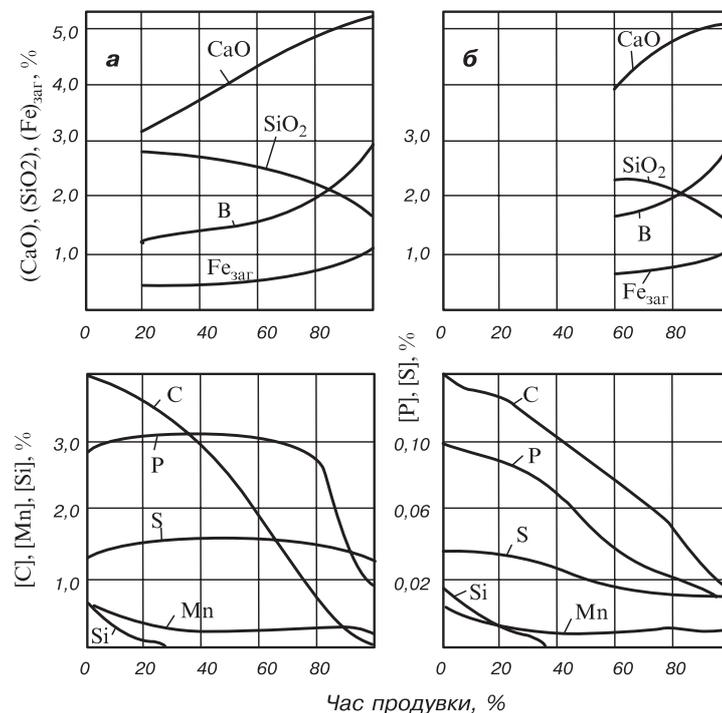


Рис. 5.6. Окислювання домішок металу і зміна складу шлаку в процесі донної продувки киснем при застосуванні кускового (а) і порошкового (б) вапна

ях 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 поведінку марганцю, стає окисленість шлаку, що в процесі донної продувки значно нижча, ніж при верхній (рис. 5.7). 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  $\text{FeO}$ , 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  $[\text{C}] < 0,1\%$  (рис. 5.7). Ця особливість є перевагою процесу (більший вихід рідкої сталі, менший вигар розкислювачів, менша кількість неметалевих включень), але утруднює шлакоутворення, дефосфорацію, десульфуріацію, 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% (рис. 5.6, а). Це пояснюється недостатньою швидкістю розчинення вапна і формування шлаку в умовах його порівняно невисокої окисленості. 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%.

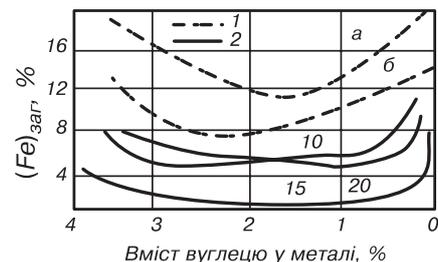
Тому при роботі на кусковому вапні для зниження концентрації фосфору і сірки до необхідного рівня продувку слід вести до вмісту вуглецю менше 0,05%, а для одержання сталі з більш високим вмістом вуглецю проводити науглецьовування у ковші.

Для одержання середньо- і високовуглецевих сталей із зупинкою продувки на заданому вмісті вуглецю при передільних чавунах широкого поширення набуло вдунання 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 вдунання вапна не має істотного значення. При концентрації фосфору в чавуні 0,15-0,25% його роль стає більш важливою. Необхідною умовою досить повного перебігу дефосфорації є застосування спеціального режиму подачі вапна, що забезпечує одержання основності рідкої складової шлаку на рівні 2,8-3,0 і вмісту оксидів заліза не менше 10%.



**Рис. 5.7. Зміна концентрації оксидів заліза у шлаку  $(\text{Fe})_{\text{заг}}$  в процесі продувки в конвертерах: 1, а і 1, б (з верхньою продувкою) - за різними даними, 2 - з донною продувкою (цифри біля кривих - ємкість, 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 окисленість 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 дефосфоруєчу здатність, сприяє вдування разом з вапном плавикового 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 десульфурації здійснюється в період вдування порошкового вапна зі швидкістю, обумовленою темпом його подачі. Застосування порошкоподібного шпату разом з вапном значно поліпшує процес десульфурації: при вмісті сірки в чавуні 0,050-0,060% концентрація її менше 0,020% досягається до кінця вдування вапна і шпату навіть при 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 сірки в газову фазу: 20% від початкового вмісту сірки в шихті замість 8% при верхній. Завдяки цьому загальний рівень десульфурації 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 і 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 зниженням температурою, і забезпечує більш спокійний перебіг продувки. За переробки фізично холодного чавуну з застосуванням порошкового вапна вихід рідкої 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 і 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 них високою температурою й інтенсивним рухом газорідних фаз. У межах первинної і частково вторинної реакційних зон брухт швидко переходить у рідкий стан в результаті розчинення і розплавлення.

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.

### 5.5. Фосфористий чавун

Технологія плавки у 65-тонному конвертері LWS при переділі фосфористого чавуну (3,75% С; 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 м<sup>3</sup>/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. 5.4.

Таблиця 5.4

Тривалість окремих операцій у процесі LWS

Одношлаковий процес	τ, хв.	Двошлаковий процес	τ, хв.
Завантаження	4,3	Завантаження	4,3
Продувка	13,1	Перша продувка	11,9
Скачування шлаку, замірювання температури, відбирання проб	4,7	Скачування шлаку, замірювання температури, відбирання проб	3,1
Додавання 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 зливання металу	4,8	Скачування шлаку, замірювання температури, відбирання проб	4,5
Випуск	1,7	Додавання матеріалів перед продувкою азотом	1,0
Підйом конвертера	0,2	Продувка азотом	1,4
Всього	31,0	Підготовка до зливання металу	4,8
		Випуск	1,7
		Підйом конвертера	0,2
		Всього	36,0

Як видно з табл. 5.4, 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 дещо поліпшити дефосфорацію металу при перемішуванні азотом, що привело до зростання частки плавок, які мають у готовому металі < 0,017% P, з 4 до 35%, і частки плавок, що мають < 0,025% P - 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 продувки 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 0,019-0,016 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% і з 0,14 до 0,085%. Вміст водню зменшується з 0,00037 до 0,00031%.

### **5.6. 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, заметаювання 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 м<sup>3</sup>/т·хв. Витрати природного газу склали 6-10% від витрат кисню. Шлакоутворюючі подавали в процесі продувки у два 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% Mn, 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.

### **5.7. 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% C; 0,28-0,61% V; 0,07-0,45% Si; 0,08-0,50% Mn; 0,02-0,06% P; 0,020-0,10% S.

Питома інтенсивність подачі кисню складала 2,5-6,0 м<sup>3</sup>/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%. Вміст у шлаку V<sub>2</sub>O<sub>5</sub> при заданому складі ванадієвого чавуну залежав від окисленості шлаку, що у значній мірі визначається витратами охолоджувача і в меншій - режимом продувки. Досить повна деванадація металу може бути досягнута і при завершенні процесу у високотемпературному режимі при 1360-1380°C, при цьому вміст вуглецю в напівпродукті знижується до 2,8-3,0%, що дозволяє поліпшити показники наступного переділу його на сталь в інших агрегатах.

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

Ще раз підкреслимо, що, незважаючи на зазначені переваги, донна киснева продувка не 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 звичайної та легованої низьковуглецевої сталі (корозійно-стійкої, трансформаторної) перспективніша донна продувка, яка забезпечує вміст  $[C] \leq 0,01-0,02\%$ , 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.

## 6. КОМБІНОВАНА ПРОДУВКА

### 6.1. 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 рис. 6.1. 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 допалювання до металу та ін.

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 газу (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,

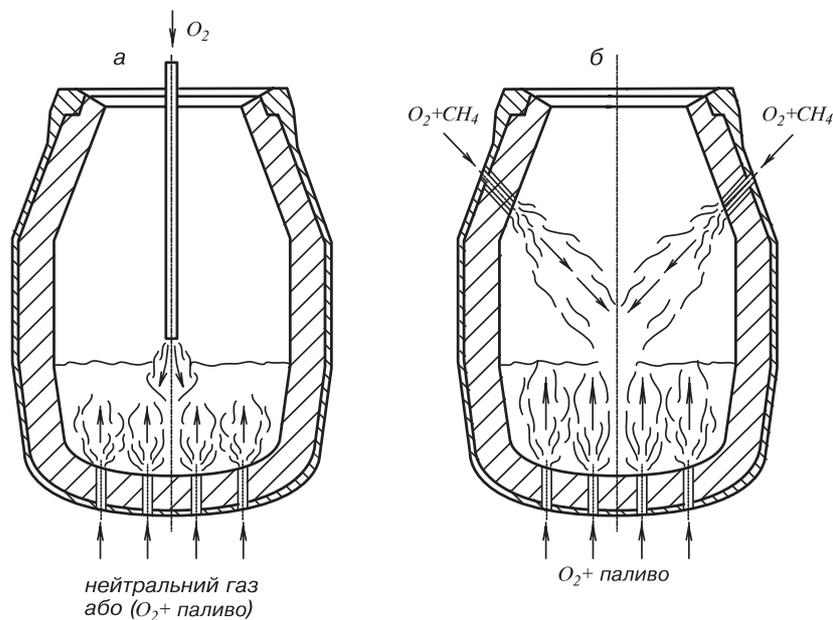


Рис. 6.1. Схема конвертерів комбінованого дуття з верхньою фурмою (а) і верхньобічними фурмами (б)

високий вихід придатної сталі; можливість переробки при донному дутті кусків брухту будь-яких розмірів; слабке 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 ХХ 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 доукомплектовуються системами подачі нейтральних (малоактивних) газів через днище.

Застосовуються, по суті, три типи комбінованої продувки, що включає такі режими подачі газів:

1-й - ЛБЕ, ЛД-КГ, ЛД-АБ, СТБ чи ЛД-ОТБ\* - процеси з продувкою знизу аргонном, 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);

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  $1,7 \text{ м}^3/\text{т}$  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 павленої магнезитової цегли чи периклазовуглецевих вогнетривів, особливо з направленою пористістю. Вставка, наприклад, розроблена IRSID, перерізом  $150 \times 100 \text{ мм}$  і довжиною  $700 \text{ мм}$  має 50 симетрично розташованих каналів діаметром  $1-1,5 \text{ мм}$ . 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 брухту 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.

\*Наведені найпоширеніші фірмові назви.

## 6.2. Особливості конструкції дуттєвих 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 (рис. 6.2).

Крім того, в залежності від інтенсивності  $I_d$ , 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 перемішувачого газу оксиду і діоксиду вуглецю.

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 перемішувачого 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

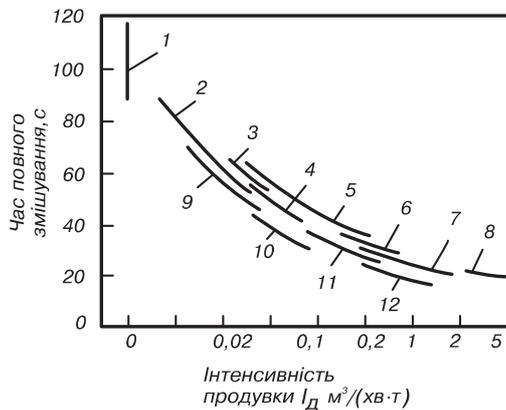
охолодей, яким властива захисна дія. З цієї причини вуглекислий газ в якості захисного застосовується як у фурмах типу «труба в трубі», так і в багатоканальних дуттєвих пристроях.

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:

$$P_{CO} = \frac{V_{CO}}{V_{CO} + V_n} \quad (6.1)$$

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



**Рис. 6.2. 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)

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 (рис. 6.3). Проте питання визначення числа фурм вирішується конкретно в кожному випадку.

Конструкції застосовуваних донних дуттєвих 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. рис. 6.3), 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 вибору конструкції донних дуттєвих 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 рис. 6.4. представлені варіанти розміщення дуттєвих пристроїв у днищі. Найкращі результати по перемішуванню забезпечуються при асиметричному розташуванні фурм.

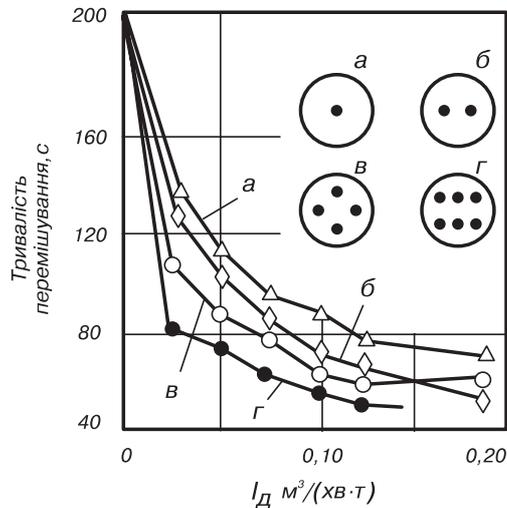


Рис. 6.3. Залежність тривалості повного змішування від інтенсивності продувки крізь днище, числа і розташування донних фурм: а-г - схеми розташування донних фурм

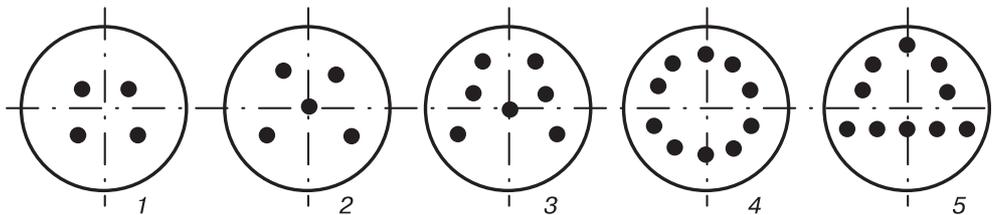


Рис. 6.4. Варіанти розташування фурм у днищах конвертерів

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.

### 6.3. Дуттєвий режим

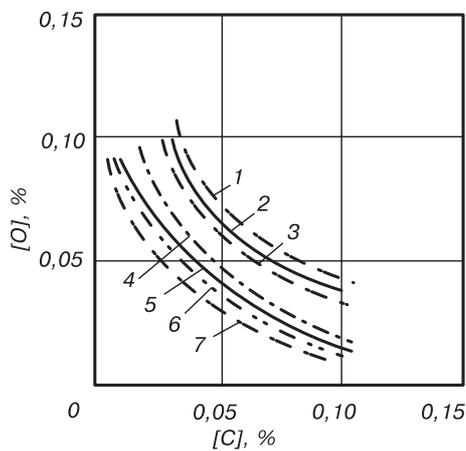
Як уже відзначалося вище, розподіл кисню в системі метал-шлак визначається інтенсивністю подачі донного дуття. На рис. 6.5 і 6.6 показана зміна вмісту заліза у шлаку і концентрації кисню в металі для різних варіантів конвертерного процесу.

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.

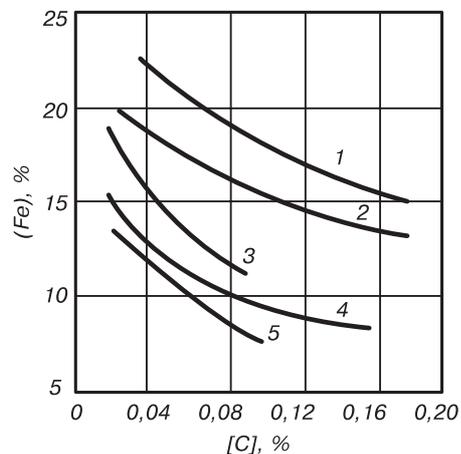
Режим донної продувки в процесах з подачею нейтральних газів обов'язково повинен відповідати сортаменту сталі, що виплавляється. Раннє інтенсивне перемішування недоцільне при виплавці високовуглецевої сталі, тому що при цьому знижується окислюваність шлаку і тим самим погіршуються умови дефосфорації. 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 - 0,10 м<sup>3</sup>/(хв·т).

Звичайно в основний час продувки інтенсивність подачі газу через днище невелика - 0,02-0,05 м<sup>3</sup>/(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 м<sup>3</sup>/(хв·т) (рис. 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 зневуглецювання, а з іншого - підтримує цей



**Рис. 6.6. Залежність вмісту кисню в сталі від концентрації вуглецю на випуску сталі з конвертера:** 1 - верхня продувка; 2, 3 - комбінована продувка з подачею нейтрального газу знизу; 4, 5 - комбінована продувка з подачею кисню крізь днище; 6 - донна продувка киснем; 7 - рівноважна крива

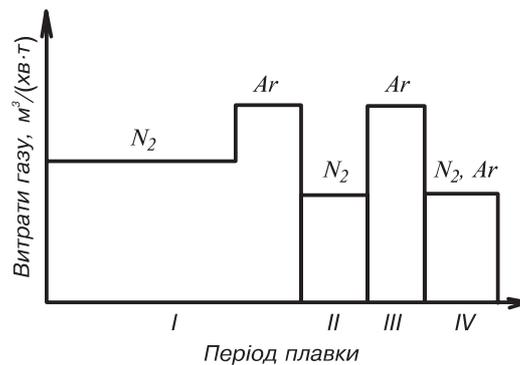


**Рис. 6.5. Вміст заліза у шлаку при різних варіантах конвертерного процесу:** 1 - верхня продувка; 2-4 - комбінована продувка з інтенсивністю подачі донного дуття відповідно 0,01-0,10; 0,10-0,80 і 0,7-1,5 м<sup>3</sup>/хв·т; 5 - донна продувка

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.

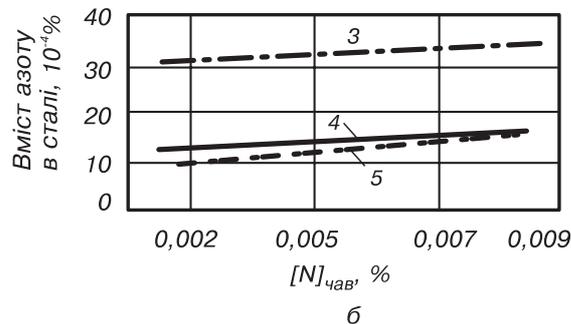
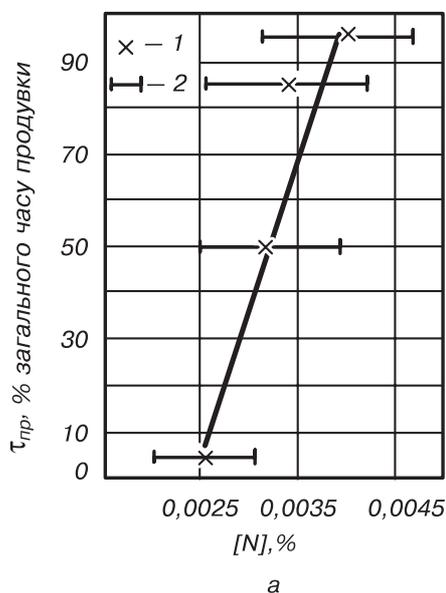
З метою подальшого зниження концентрації вуглецю застосовують операцію післяпродувного перемішування, що проводиться після рафінуючої продувки, чи поєднується з періодом очікування аналізу після добору проби металу. Виконують її звичайно при подачі аргону (іноді  $\text{CO}_2$ ) інтенсивністю 0,1-0,3 м<sup>3</sup>/(хв·т).

Ефективність цієї операції стосовно додаткового зневуглецювання залежить від тривалості й інтенсивності подачі перемішувального газу. Тривалість перемішування, як правило, становить 2-6 хв., причому менші значення характерні для виплавки сталі рядового сортаменту і подачі через днище кисню, великі значення - для виплавки якісної низьковуглецевої сталі і використання нейтрального газу. За час перемішування вміст вуглецю в металі знижується на 0,010-0,015%, складаючи наприкінці цього періоду 0,01-0,02%. Залежність ступеня додаткового зневуглецювання в результаті перемішування від витрат нейтрального газу має експонентний характер.



**Рис. 6.7. Режим подачі донного дуття:**

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



**Рис. 6.8. Залежність вмісту азоту в сталі від тривалості продувки аргонном  $\tau_{пр}$  (а) і від вмісту азоту в чавуні під час продувки різними газами (б): 1 - середнє значення вмісту азоту; 2 - розкид значень ( $\pm\sigma$ ); 3 - продувка азотом; 4 - продувка сумішшю азоту й аргону; 5 - продувка аргонном**

Ефективний метод глибокого зневуглецювання 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% °С/хв), тому необхідно рафінуючу (кисневу) продувку закінчувати при більш високій (на 15-20°C) температурі.

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 перемішувального 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  $(1-3) \cdot 10^{-3}\%$ .

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 (рис. 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%).

#### **6.4. Технологічні взаємодії**

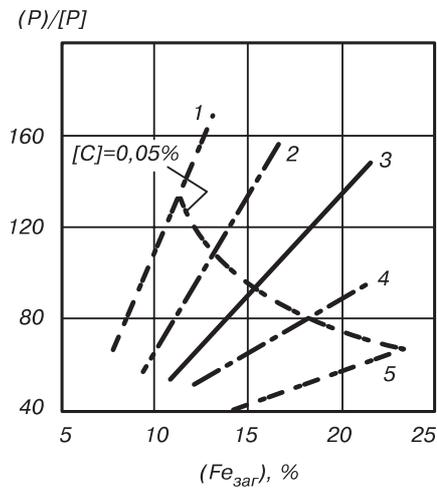
Додаткове (у порівнянні з верхньою продувкою) перемішування ванни, створюване донним дуттям, прискорює перебіг масообмінних процесів і наближає металургійні реакції до рівноваги. Рівень наближення залежить від інтенсивності донного дуття. Наприклад, при комбінованій продувці (при подачі через днище як 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 (рис. 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.

Вирішують цю проблему зниженням інтенсивності подачі донного дуття або вдуванням порошкоподібного вапна через верхню чи донні фурми. При вдуванні порошкового вапна збільшується і коефіцієнт розподілу сірки. Додаткова продувка нейтральним газом протягом 2-4 хв. знижує вміст фосфору в сталі на 20-25%.

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. 6.9. Розподіл фосфору між шлаком і металом при різних киснево-конвертерних процесах:** 1 - донна продувка; 2, 3 - комбінована продувка з подачею кисню крізь днище відповідно 1-2 і 0,1-0,8 м<sup>3</sup>/(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 флюсоуючих матеріалів: вапна - на 4-6 кг/т, плавикового шпату - на 0,5-1,0 кг/т.

## 6.5. 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 5-10 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 брухт у великій кількості - до 100%. Ці процеси базуються, як правило, на ряді обов'язкових елементів технології, наведених у розділі 7.1. 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

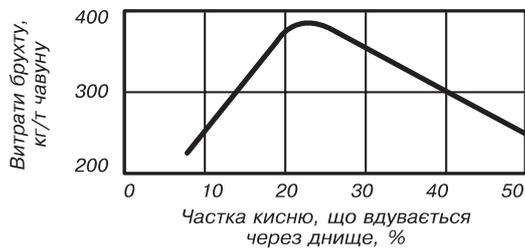


Рис. 6.10. Залежність витрат брухту від частки кисню, що подається через днище

досягається 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 (рис. 6.10). Вдування вапна необхідне для запобігання викидів, що мають місце при переділі низькофосфористого 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 глухондонному 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.

## 6.6. 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 металеві шихти для киснево-конвер-

терного 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.

## 7. ВАРІАНТИ ТЕХНОЛОГІЇ

### 7.1. Процеси в глуходонних конвертерах з підвищеною часткою брухту в металошихті

#### Продувка з допалюванням CO до CO<sub>2</sub> в порожнині конвертера

Допалювання CO до CO<sub>2</sub> в порожнині конвертерів слід вважати найкращим методом підвищення частки брухту в металевій шихті. Він не вимагає використання енергоносіїв і є економічним методом з мінімальними енерговитратами.

Факел допалювання має такий вигляд. Струмінь холодного кисню в конвертері змішується з нагрітою до високої температури (1573-1873 К) газовою фазою, що складається в основному із CO. Втягнений у струмінь CO згоряє до CO<sub>2</sub> зі зміною ентальпії системи  $\Delta H_{298}^0 = -565,64$  кДж/моль O<sub>2</sub> і утворенням високотемпературного газового факела. Цікаві дослідження витікання струменя кисню у простір, заповнений CO, нагрітим до 1773 К (див. рис. 4.10). В міру віддалення від сопла, значно змінюється склад струменя (зменшується вміст O<sub>2</sub> і збільшується вміст CO<sub>2</sub>) за рахунок реакцій горіння і підвищується температура газів. На відстані 15-20 калібрів від сопла вона досягає 1573-1873 К, а на відстані 35-40 калібрів - 2420-2570 К. Але ці дані не враховують фізичного і хімічного ефектів, пов'язаних з наявністю в конвертері спіненої, інтенсивно перемішуваної шлакометалевої емульсії.

Реакції між Fe, CO і O<sub>2</sub> на ділянках ванни з низькою концентрацією C і високою FeO і Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> можуть приводити до утворення істотного вмісту CO<sub>2</sub> в газах, що покидають місце реакції. Такими ділянками є периферія зон впровадження окремих кисневих струменів у металевий розплав, а також ділянки контакту CO з окисленим шлаком. Підвищення окисленості ванни і шлаку приводить до зростання відношення CO<sub>2</sub>/(CO+CO<sub>2</sub>) в конвертерних газах, що відходять.

Наочним підтвердженням наведеної теоретичної позиції є порівняння досліду верхньої, донно-верхньої і донної продувок киснем в конвертерах. Окисленість шлаків і вміст CO<sub>2</sub> у газах на зрізі горловини конвертера в середньому за плавку складає відповідно для першого технологічного варіанту 10-15 і 10%; другого - 6-7 і 6%; третього 3-4 і 3%. Якщо O<sub>2</sub> і CO взаємодіють у шлаку, особливо в його верхніх шарах і над ним, то реакція між ними термодинамічно цілком можлива. Єдиною умовою її перебігу є забезпечення достатнього контакту реагентів.

Фізичний ефект відноситься до механізму передачі і засвоєння металом тепла від допалювання CO. Слід враховувати, що зі збільшенням частки CO<sub>2</sub> зростають втрати тепла з газами, що відходять.

В реальних виробничих умовах спінений шлак, навіть при відносно невеликому підвищенні його рівня, ускладнює організацію процесу допалювання CO і передачі тепла ванні. З підвищенням рівня шлаку струмені кисню частково відбиваються його поверхнею, що порушує описаний на рис. 4.54 характер руху газових струменів.

Необхідно, щоб шар спіненого шлаку, був якомога меншим з точки зору теплопередачі від усіх факелів допалювання CO до металу. При цьому температури шлаку і металу зв'язані наступним виразом:

$$T_u = T_m + (\text{grad } T_u) \Delta H_u, \quad (7.1)$$

де  $T_u$  і  $T_m$  – температура поверхні шлаку і металу, К;  $\text{grad } T_u$  - градієнт температур у шлаку, К/м;  $\Delta H_u$  – товщина шару шлаку, м.

З рівняння випливає, що чим більший температурний градієнт у шлаку, залежний від в'язкості і густини його, інтенсивності перемішування, і чим більша товщина шару шлаку,

тим вища, при сталій температурі металу, температура поверхні шлаку. Відповідно менше буде поглинання ванною тепла допалювання, що надходить через шлак. Це впливає також із рівняння:

$$\Delta q_s = \varepsilon(q - \sigma_0 \cdot T_{ш}^4), \quad (7.2)$$

де  $\Delta q_s$  – результуючий тепловий потік у конвертерну ванну, Вт/м<sup>2</sup>;  $q$  – тепловий потік, випромінюваний факелами допалювання СО, Вт/м<sup>2</sup>;  $\varepsilon$  – зведений ступінь чорноти робочого простору конвертера;  $\sigma_0$  – константа випромінювання абсолютно чорного тіла, що дорівнює  $5,67 \cdot 10^{-8}$  Вт/(м<sup>2</sup>К<sup>4</sup>).

При цілковитій відсутності шлаку тепловий потік зростає мінімально удвічі за відсутності екрануючої дії, яка створюється навіть тонкою плівкою шлаку, тобто  $\Delta q_s = [1/(n+1)]\varepsilon q$ , де  $n$  – число екранів.

Таким чином, є два суттєві шляхи допалювання СО і нагрівання за рахунок цього ванни: у шлаку і верхніх шарах шлаку або над ванною. Для поліпшення теплопередачі у метал необхідно зменшувати товщину і спіненість шлаку. Дієвість таких заходів підтверджена роботою конвертерів Кал-До та мартенівських печей. Швидке обертання конвертерів Кал-До при продувці, сприяючи інтенсивному перемішуванню металу і шлаку і, тим самим, переважному окисленню вуглецю, доводило до зниження окисленості шлаку, зміни його рідкорухомості і згортання, оголення поверхні металу і різкого зростання надходження тепла у рідкий метал. Похиле положення конвертера зменшувало, в цілому, товщину шлакового шару. Видалення спіненого шлаку при мартенівській плавці, інтенсивне перемішування шлаку газовими бульбами при кипінні металу, використання фурм із двома ярусами сопел для допалювання СО завжди були засобами досягнення високої продуктивності печі. Осадження піни полегшується використанням фізичних, хімічних чи механічних способів дії на шлак. Нагрівання гетерогенного шлаку, що містить тверді частинки, переводить його у гомогенний стан, при цьому плівки шлаку, позбавлені твердої основи (каркаса), стають неміцними, і піна руйнується. До хімічних способів дії на шлак слід віднести присадки в нього поверхнево-активних з'єднань, що не є стабілізаторами піни (оксиди лужних металів, СаF<sub>2</sub> і др.).

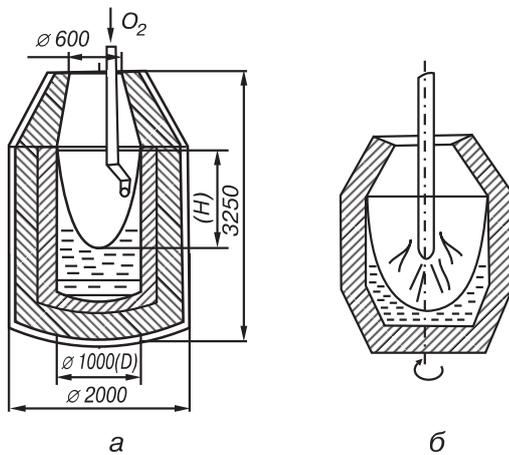
У мартенівському процесі підвищення кінетичної енергії факела, наприклад, за допомогою збільшення витрат мазуту при опалюванні печі газомазутним паливом, також зменшує спінення шлаку. Механічне осадження шлаку в конвертерах здійснюють, наприклад, періодичним підйомом на 50-60 калібрів і опусканням кисневої фурми.

Спінення шлаку спостерігається при виділенні з ванни СО у вигляді дрібних бульб; це відбувається при окисленні вуглецю на межі розподілу метал-шлак і на поверхні корольків вуглецевого металу у шлаку. Переміщення фронту окислення вуглецю в нижні шари ванни, коли бульби СО, що виділяються, крупні, супроводжується зникненням шлакової піни.

Ми підкресливали, що зростання коефіцієнта допалювання СО до СО<sub>2</sub> в порожнині конвертера супроводжується підвищенням окисленості шлаків. Проте збільшення концентрації оксидів заліза посилює схильність шлаків до спінення внаслідок утворення безлічі дрібних бульбашок, повільно спливаючих у шлаку. При цьому слід враховувати дві сторони порушеного питання.

Якщо не застосовуються додаткові засоби для допалювання СО над конвертерною ванною, збільшення окисленості шлаків є свідченням підвищення відношення СО<sub>2</sub>/(СО+СО<sub>2</sub>) в димових газах і поліпшення теплової роботи конвертера. У разі організації допалювання окисленість шлаку слід знижувати для зменшення спінення шлаку і посилення теплопередачі металу, а також інтенсивно перемішувати шлак з металом.

Робота конвертерів Кал-До і мартенівських печей переконує в реальності і важливості напрямку по допалюванню СО в СО<sub>2</sub> в робочому просторі сталеплавильного агрегату. Напрямок цей можна здійснити, як вперше було запропоновано Інститутом чорної металургії (м. Дні-



**Рис. 7.1. Схема обертового конвертера ємкістю 6 т, що використовується для досліджень металургійним експериментальним центром Італії (процес «Ротоверт») (а), і з двоюрисною фурмою (б)**

пропетровськ), в радикальному варіанті, тобто шляхом обертання конвертера, створюючи параболоїдну порожнину рідкого металу і спалюючи в ній СО (рис. 7.1). Це в кілька разів збільшить поверхню теплопередачі, поліпшить тепло- і масоперенос і створить умови для захисту футеровки від факела горіння.

Зокрема, в ході досліджень, проведених Металургійним експериментальним центром у Римі (Італія), розроблений сталеплавильний процес, названий «Rotoverт», який здійснюється у вертикально встановленому конвертері, що обертається з високою швидкістю - 1,5 об/с (6-тонний конвертер) або 2,0 об/с - промисловий конвертер. Швидкість обертання і внутрішній діаметр конвертера визначають таким чином, щоб параболічна поверхня ванни мала необхідні висоту (H) і діаметр (D) (див. рис. 7.1.). Кисень вдувають на поверхню параболоїда через центральну або ексцентричну фурму;

останній варіант виявився кращим. Режим дуття обирають таким, щоб значна частина СО згоряла всередині порожнини, що утворюється поверхнею металу. При цьому ~ 50% тепла, що виділяється при горінні газу, передається ванні, що дозволяє переплавляти удвічі більше металобрухту, ніж за відсутності допалювання СО. Забезпечуючи високу інтенсивність перемішування металу зі шлаком при обертанні конвертера з великою швидкістю, можна за короткий час здійснити процеси десульфурації і дефосфорації металу.

Є можливості проведення розкислювання в конвертері з використанням його обертання (без продувки) як простого засобу забезпечення швидкої взаємодії добавок з ванною. Донна і циліндрична частини футеровки конвертера «Rotoverт» зношуються рівномірно і незначно, тоді як її верхня конічна частина має підвищений знос. При цьому необхідно враховувати, що цю ділянку футеровки в обертовому конвертері легко заправляти і ремонтувати. Обертання конвертера з великою швидкістю навколо вертикальної осі є поки що ідеальним, але трудно здійсненним для промисловості варіантом.

Названий напрямок здійснюється в Кал-До-конвертері і при роторному процесі, однак загальновідомі недоліки таких агрегатів полягають у низьких стійкості футеровки і продуктивності, що негативно позначається на показниках їх роботи та економіці, ставить названі агрегати в ряд неперспективних. У зв'язку з цим необхідні інші рішення, які можна було б застосувати до звичайних конвертерів.

Дана теорія процесу допалювання СО в робочому просторі агрегатів і накопичений досвід дозволяють розглянути наступні загальні зауваження. Внутрішній простір конвертерів практично не пристосований для підігріву ванни зверху. Конвективний теплообмін від факела допалювання до металу утруднений, а до верхніх ділянок футеровки конвертера полегшений, оскільки гарячі гази підіймаються вгору і покидають робочий простір. За відсутності відбивного склепіння теплопередача випромінюванням також утруднена, оскільки значна частина теплоти факела допалювання випромінюється через горловину назовні і на стіни конвертера.

Для збільшення коефіцієнта засвоєння тепла допалювання необхідно забезпечити заглиблення факела допалювання в газшлакометалеву емульсію. При цьому зростає зворотний процес – ендотермічні реакції взаємодії Fe з СО<sub>2</sub> і парами води, які є продуктами використання вуглеводнів при донній або донно-верхній кисневій продувці. Таким чином, відпо-

відна організація допалювання газів, що відходять, повинна передбачати оптимізацію систем підведення  $O_2$ , його витрат на допалювання і окислення компонентів ванни при збереженні достатньої стійкості верхніх ділянок футеровки агрегатів.

Допалювання  $CO$  супроводжується посиленням локального зносу футеровки за рахунок безпосередньої дії факела допалювання на футеровку і за рахунок інтенсифікації її розчинення більш окисленим шлаком, якщо не взяти заходів до зниження його окисленості.

Додаткове посилення перемішування ванни не тільки її осаджує і поліпшує теплопередачу до металу, але й, розкислюючи шлак, послаблює шкідливу дію допалювання на футеровку. Разом з тим, необхідно обмежувати і ступінь допалювання  $CO$  в конвертерах з верхнім і комбінованим дуттям.

Дніпропетровським металургійним інститутом спільно з Українським науково-дослідним інститутом металів і Криворізьким металургійним комбінатом вперше у світовій практиці в 70-х роках досліджена довготривала робота промислових 130-тонних конвертерів з двоярусними фурмами різних конструкцій (рис. 7.2, а), призначеними для організації допалювання  $CO$  в робочому просторі. Виплавлено понад 200 тис. т сталі. Нижній ярус фурм представляє собою звичайну п'ятисоплову фурму з кутом нахилу сопел до вертикалі  $20^\circ$ , розраховану на витрати кисню  $6,7-8,3 \text{ м}^3/\text{с}$ . Віддалення головки двоярусної фурми від рівня спокійної ванни при продувці складало 1000 мм. Відстань між нижнім і верхнім ярусами сопел – 1000, 1650 і 2000 мм (для фурм різних варіантів), витрати кисню через сопла другого ярусу досягали  $1,7-3,4 \text{ м}^3/\text{с}$ .

Досвід застосування у промислових конвертерах двоярусних фурм показав, що таким методом можна збільшити масовий вміст у шихті брухту на 6-7%, одночасно підвищуючи інтенсивність продувки і продуктивність конвертерів при тому ж газовідвідному тракті. Можливість використання того ж газовідвідного тракту обумовлена допалюванням  $CO$  до  $CO_2$  і зменшенням виходу газів на одиницю кисню, що вводиться. Продуктивність конвертерів підвищується внаслідок скорочення тривалості продувки на 10-27%.

При продувці металу через фурму 1 варіанту (див. рис. 7.2), яка мала у другому ярусі 6 сопел діаметром 15 мм з кутом нахилу до вертикалі  $45^\circ$ , віддалених від торця фурми на відстань 1650 мм, спостерігався значний місцевий знос футеровки конвертера навпроти кожного із сопел верхнього ярусу на 400-800 мм вище точки перерізу осі сопла і поверхні кладки (в ділянці горловини конвертера). Тому в подальшому для зниження швидкості витікання струменя кисню із сопла і зменшення кута зустрічі струменя з футеровкою кількість сопел у другому ярусі збільшували до восьми, їх діаметр - з 15 до 18 мм і зменшували кут нахилу осі сопел до вертикалі з  $45$  до  $30^\circ$  (варіант 2). При вико-

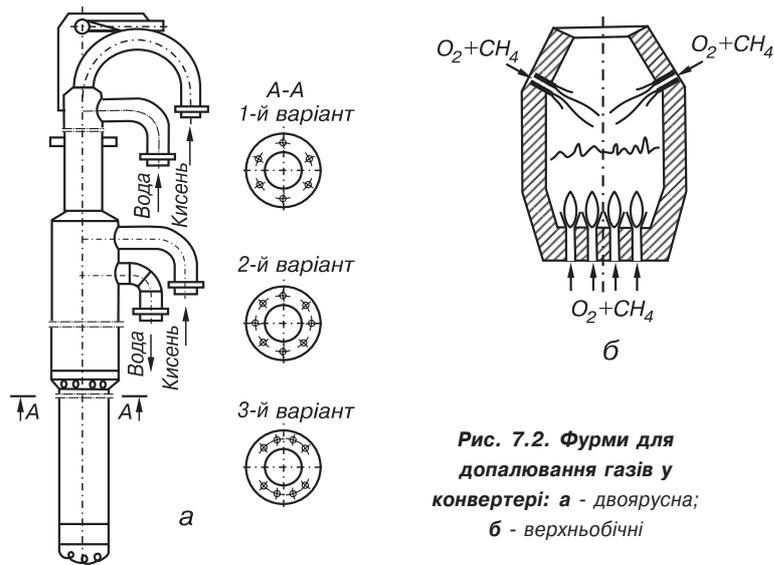


Рис. 7.2. Фурми для допалювання газів у конвертері: а - двоярусна; б - верхньобічні

ристанні фурм з такими параметрами і витратах кисню  $2,5 \text{ м}^3/\text{с}$  і більше зона локального зносу футеровки зміщувалась до середини циліндричної частини конвертера (до зони інтенсивного зносу на звичайних плавках). При витратах кисню менше  $2,5 \text{ м}^3/\text{с}$  ( $\sim 35\%$  витрат через нижні сопла) зона локального зносу футеровки практично зникає, проте відбувається рівномірний підвищений знос вогнетривів горловини конвертера.

Кисневі струмені другого ярусу фурми 3 варіанту (див. рис. 7.2) були направлені на ділянки футеровки, які менше зношуються внаслідок утворення шлакового гарнісажу при поворотах конвертера і можуть бути підварені протягом гарячого ремонту. Але в цьому випадку досить висока стійкість футеровки досягається за рахунок зниження продуктивності конвертера, викликаного простоями на гарячому ремонті футеровки, тому від застосування фурми 3 варіанту відмовилися.

Найвищі показники отримали при використанні фурм варіанту 2 з видаленням другого ярусу сопел від її торця на відстань 1650 мм і подачею кисню в кількості 30-35% від витрат через рафінувальні сопла. Завдяки значному надходженню тепла у ванну від допалювання CO вдалося збільшити витрати брухту на 7%, скоротити тривалість продувки на 22%, знизити витрати вапна, вапняку і плавикового шпату, підвищити основність кінцевого шлаку, ступінь десульфурації і дефосфорації металу. Окисленість металу і вміст в ньому азоту на дослідних і порівняльних плавках знаходились на однаковому рівні, окисленість шлаків на дослідних плавках була на 2-3% вища, ніж на порівняльних. Дані про величину браку на першому переділі свідчили про те, що якість металу на дослідних плавках не погіршувалась у порівнянні зі звичайними плавками. Механічні властивості готового прокату з дослідної сталі, за даними здавальних випробувань, також не погіршувались. Винос пилу і заліза з конвертера на дослідних плавках був нижчим, ніж на порівняльних, на 35-40%.

Оскільки теплопередача металевій ванні, в даному випадку від факела горіння CO, здійснюється недостатньо ефективно (термічний ККД складає 30-35%), а стійкість футеровки у верхній частині дещо знижується (на 30%), процес допалювання газів у порожнині конвертерів необхідно удосконалювати.

В НВО «Тулачормет» 10-тонний конвертер обладнаний верхньобічними фурмами для допалювання CO. Їх експлуатація не приводить до істотного зниження стійкості верхньої частини футеровки конвертера. Це, очевидно, більшою мірою забезпечується відповідними конструкціями верхньобічних фурм, які створюють вуглеводневу оболонку навколо кисневих струменів, що захищають вогнетриви від розпалу. Подібна аргументація на користь верхньобічних фурм наводиться і зарубіжними дослідниками.

Останнім часом увага металургів до питань допалювання CO в порожнині конвертерів активізувалась. Найчастіше організація цього процесу зустрічається в поєднанні з донно-верхньою продувкою. Це пов'язано з необхідністю інтенсивного перемішування металу зі шлаком, зниження його окисленості й осадження шлакової піни для ефективної передачі тепла від факела допалювання металу. Ці задачі вирішили при комбінованій продувці.

У зарубіжних публікаціях продувні фурми з підведеним до них потоком додаткового (вторинного) кисню для допалювання CO називають двоконтурними. Додатковий потік кисню організують за допомогою як окремої запорної і регулюючої арматури, так і у вигляді відгалуження від основного потоку з меншими прохідними перерізами трубопроводів і сопел всередині фурми. Деталі конструкції поки що не наводяться. З рис. 7.3 витікає, що сопла для вторинного кисню забезпечують його малоінтенсивне (м'яке) витікання і розташовані або на зрізі фурми, або поблизу нього. Подібні фурми випробовуються і на вітчизняних заводах, зокрема, на металургійному комбінаті ім. Дзержинського. Ефект від їх застосування найбільш відчутний при роботі з невеликою кількістю шлаку або згорнутим шлаком. Підтверджується, що частка вторинного кисню повинна складати 15-40% від загальних його витрат. Коефіцієнт допалювання  $\alpha$  у рівнянні (4.63) пов'язаний певною залежністю з глибиною проникнення струменів кисню з основних (рафінувальних) сопел у ванну: він підвищується в міру

переходу до м'якої продувки, наприклад, в міру підйому фурми (рис. 7.4).

Моделювання процесу продувки дозволило встановити характер витікання струменів із додаткових сопел. При незначних витратах газу вони ніби захоплюються основним потоком рафінуючого кисню, але малоінтенсивні, тому можуть вступити у взаємодію із зустрічним потоком CO, а при великих витратах – вступають у безпосередню взаємодію з металом. Малоінтенсивного витікання вторинного кисню, в порівнянні з рафінуючим потоком, у ряді випадків добиваються спрямленням кількох сопел Лавалю у фурмі до надання їм циліндричного профілю.

Є пропозиції посилити перемішування CO з киснем, застосовуючи, наприклад, фурму, в якій канали для подачі кисню в метал, що закінчуються соплами Лавалю, мають додаткові вхідні отвори у верхній частині фурми. CO, що виділяється при продувці, засмоктується через отвори в канали за рахунок розрідження, створюваного в зоні вихідних отворів при проходженні швидкісних струменів кисню через сопла. Потрапивши у потік кисню, CO згоряє в зоні високих температур на виході із фурми. Подібні фурми необхідно дослідити докладніше.

Дослідження останніх п'яти років підтвердили основні результати довготривалої роботи вітчизняних 130-тонних конвертерів у 70-і роки з використанням двоярусних фурм. За рахунок теплоти допалювання CO можна збільшити вміст брухту на 3-10%, в залежності від умов допалювання (рис. 7.5), одночасно, при тому ж газовідвідному тракті, підвищуючи інтенсивність продувки і продуктивність конвертерів. Можливість використання того ж газовідвідного тракту, обумовлена окисленням CO до CO<sub>2</sub> і зменшенням, внаслідок цього, виходу газів на одиницю кисню, що вводиться. Підвищення продуктивності конвертерів відбувається внаслідок скорочення тривалості продувки на 10-27%. Коефіцієнт засвоєння тепла факела допалювання CO, знайдений як частка приросту тепломісткості рідкого металу по відношенню до всього тепла, що виділяється при реакції  $CO + \frac{1}{2}O_2 > CO_2$ , в різних роботах коливається в межах 50-65% (залежно від точності необхідних вимірювань); вміст CO<sub>2</sub> в конвертерних газах на зрізі горловини конвертера досягає 25-30%.

Одночасно більш виразно виявлена роль спіненого шлаку при допалюванні CO в конвертері. При зниженні витрат кисню через основні фурми коефіцієнт допалювання  $\alpha$  підвищується (рис. 7.4, а). Але при витратах 300-330 м<sup>3</sup>/хв і менше (у 150-тонному конвертері) фактичні значення  $\alpha$  стають значно нижчі за величини, розраховані за рівнянням (4.63), що пояснюють спіненням шлаку. За розрахунком вплив висоти розташування фурми повинен виявлятися симбатно її підйому, а виявляється ли-

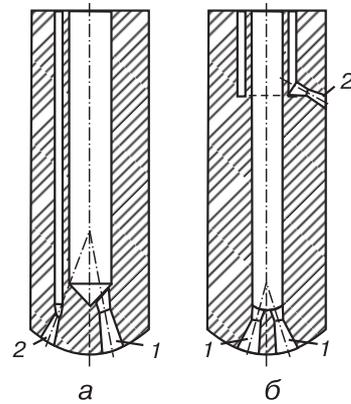


Рис. 7.3. Двоконтурна (а) і двоярусна (б) продувні фурми, пристосовані для допалювання CO у порожнині конвертерів: 1 - сопло для промивання; 2 - сопло для допалювання

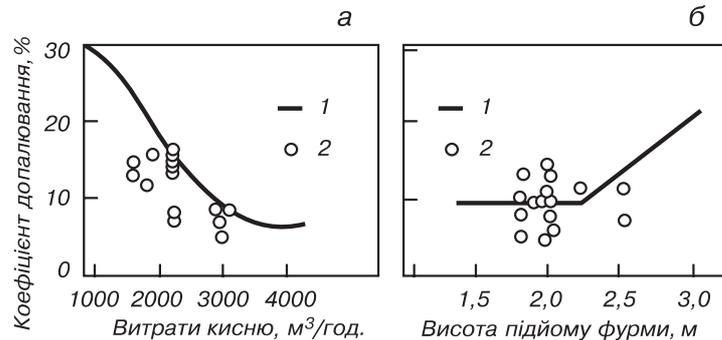
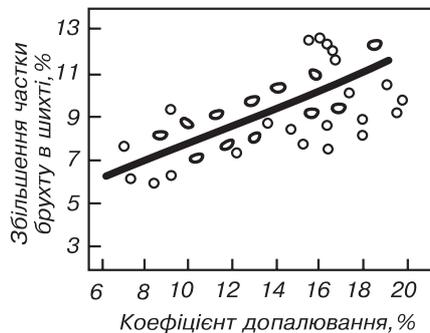
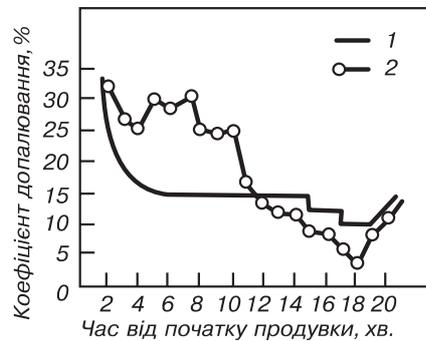


Рис. 7.4. Залежність коефіцієнта допалювання в 180-тонному конвертері від витрат кисню через основні сопла (а) і висоти підйому фурми (б): 1 - розрахункові дані; 2 - експериментальні дані



**Рис. 7.5.** Залежність збільшення частки брухту в шихті від коефіцієнта допалювання оксиду вуглецю



**Рис. 7.6.** Зміна коефіцієнта допалювання в процесі продувки: 1 - розрахункові дані; 2 - експериментальні дані

ше після перевищення позначки 2,2 м (рис. 7.4, б). Дія шлакового шару визначає і зменшення ступеня допалювання при зниженні швидкості окислювання вуглецю в процесі продувки (рис. 7.6). Таке зниження завжди супроводжується збільшенням кількості рідко-текучого шлаку.

Рядом дослідників рекомендується подача кисню на допалювання лише за відсутності спіненого шлаку, що при тривалості продувки 14-20 хв. спостерігається, починаючи з 6-7 хв. від початку і закінчується за 2-3 хв. до її кінця, про що може свідчити зменшення висоти факела над горловиною конвертера.

У зв'язку з вищезазначеним, найбільшого ефекту від допалювання СО слід чекати у разі малошлакового і безшлакового киснево-конвертерних процесів. Перший із них називається «SMP» (Slag Minimum Process) і полягає у попередньому у ковші міксерного типу знекремненні чавуну твердими окислювачами і в подальшій продувці його зі зменшеними витратами вапна в конвертері верхнього дуття. В якості окислювачів використовують прокатну окалину і агломерат з добавками вапна, соди, плавикового шпату, колеманіту, які вводять у ківш за допомогою лотків. Для перемішування застосовують газоподібний азот, що подається зверху через заглиблену фурму, а шлак, що утворюється, скачують. Внаслідок знекремнювання чавуну витрати вапна в конвертері необхідні в межах 10-20 замість 50-60 кг/т, вихід шлаку складає 20-40, а не 110-130 кг/т, як при звичайному процесі.

Безшлаковий процес передбачає знекремнювання, дефосфорацію і десульфурацію чавуну до необхідних у сталі меж і продувку в конвертері практично без наведення шлаку. Знекремнювання здійснюють на жолобі доменної печі, або у ковші міксерного типу. На жолобі чавун обробляється шляхом продувки киснем разом з порошковим вапном, у міксері – вдуванням пилу агломераційного виробництва. Шлак, що утворюється, видаляють із міксера за допомогою вакуумного пристрою і після відповідної обробки направляють на аглофабрику. Дефосфорацію (до 0,010% P) і десульфурацію чавуну (до 0,003% S і менше) проводять одночасно, в заливальному ковші, вдуваючи кальциновану соду. Ковші спеціально обладнані для вдування соди, перемішування металу і вловлювання диму. Видалений із ковшів шлак передається на спеціальну установку, де з нього добувають фосфати кальцію, соду для повторного використання та інші корисні компоненти.

В металургії нарізла необхідність збільшення надходження тепла при роботі конвертерів мало- або безшлаковим процесом у зв'язку з низьким хімічним потенціалом чавуну через втрати ним Si і P. Допалювання СО у цих випадках не тільки ефективне, але й необхідне для виключення перевитрат чавуну.

На комбінатах «Криворіжсталь» і «Азовсталь» застосовується вітчизняна розробка – «малошлакова» продувка. Суть її зводиться до того, що на початку продувки вапно не вводиться зовсім або вводиться в малих кількостях. Через 4-6 хв. від початку продувки кислий шлак скачується (він і так скачується на більшій частині плавки із застосуванням легковагового брукху), потім продувка відновлюється з введенням вапна, але у зменшеній кількості. Загальні витрати вапна зменшуються на 50-40%. Ідея ґрунтується на тому, що вапно, яке вводиться на початку, використовується, як правило, погано, з точки зору видалення сірки і фосфору, оскільки шлак часто скачують на 4-6-ій хвилині продувки у зв'язку зі спіненням. А скачений шлак має невисоку основність, тобто в цілому вапно, введене на початку продувки, використовується мало ефективно, але ванну охолоджує.

Надходження тепла у ванну при малошлаковій технології зростає у зв'язку:

- а) зі зниженням загальної присадки вапна;
- б) з підвищенням тепловіддачі від допалювання (навіть при  $\sim 10\%$   $\text{CO}_2$  у газах) внаслідок зменшення товщини шлакового покриву. В результаті частка брукху зростає на 2-3% від маси металошихти.

Недоліки технології:

- а) підвищення зносу футеровки кислим шлаком на 15-20%;
- б) деяке зниження рівня видалення S і P із металу у зв'язку зі зменшенням кількості шлаку; вміст S у сталі зростає на 0,003%;
- в) втрата продуктивності через операцію скачування шлаку;
- г) зниження виходу придатної сталі на 0,5-1,0% внаслідок втрат металу зі скачуванням шлаком.

В інших випадках, здійснюючи допалювання CO в конвертерах, необхідно прагнути, як показує досвід комбінату ім. Дзержинського, до проведення більш сухої продувки, тобто із шлаком, що перебуває в стані, близькому до згортання.

Для поліпшення умов допалювання CO в конвертерах і передачі тепла металевій ванні доцільна інтенсифікація масо- і теплообмінних процесів шляхом використання, як уже відзначалося, фурми, що переміщуються в горизонтальній площині по криволінійній траєкторії, обертових, пелюсткових, акустичних та інших. Є підстави вважати, що при інших рівних параметрах продувки перелічені методи полегшують вирішення задачі зниження витрат чавуну в конвертерах.

Особливе місце посідає продувка через фурму, що переміщується по вертикалі. ДонНДІЧорметом запропонована і перевірена при виплавці сталі технологія конвертерної плавки з циклічним переміщенням фурми в процесі продувки. Лише за рахунок цього заходу, за даними інституту, витрати металобрукху збільшуються на 20-30 кг/т, з відповідним зниженням витрат чавуну.

Технологія полягає в наступному. Після опускання фурми до робочого положення через 3-5 хв. від початку продувки їй надають зворотно-поступальний рух у вертикальній площині відносно робочого положення із зазделегідь визначеною амплітудою. Тривалість одного циклу переміщення фурми складає не більше 0,5 хв. За 1-2 хв. до закінчення продувки зворотно-поступальний рух фурми припиняють, що полегшує визначення моменту закінчення продувки. У кожному циклі при підйомі фурми здійснюються допалювання CO і осадження шлакової піни, при опусканні – передача тепла рідкому металу.

Цікавий і процес з подвійним заливанням чавуну, також розроблений ДонНДІЧорметом на Єнакієвському металургійному заводі. Суть його зводиться до того, що після заваля всього брукху в конвертер заливають лише  $\frac{1}{3}-\frac{1}{4}$  чавуну і проводять продувку киснем при високому положенні фурми (100-120 калібрів). Основна частина брукху при цьому знаходиться над рідкою фазою, оксид CO, що виділяється із ванни, допалюється в  $\text{CO}_2$  (до 45%). Цей факел ефективно нагріває брукх, інакше – різко зростає рівень спалювання вуглецю чавуну в  $\text{CO}_2$  на початку продувки, а за рахунок тепла допалювання брукх нагрівають.

Після розігрівання брукху продувку припиняють при  $[\text{C}] \approx 1\%$ , завантажують до 35 кг/т сталі вапна, заливають основну масу чавуну, вводять інші флюси і ведуть плавку, як

звичайно. За даними розробників, процес дозволяє підвищити присадку брухту на 6-8% від маси металошихти (мінімально - на 2-4%).

Недоліки процесу:

а) значно зменшується продуктивність конвертера, і тому необхідно мати резерви; цикл плавки зростає на 4-6 хв.;

б) в першому періоді утворюється окислений шлак, і заливка 2-ї порції чавуну може супроводжуватись його викидом – її, очевидно, слід проводити повільно і обережно;

в) прибуткова частина теплового балансу плавки зростає лише при завалці легкового брухту.

### Підігрів металобрухту

У світовій практиці підігрів металобрухту для кисневих конвертерів одержав широке розповсюдження.

Частка металобрухту в шихті, у разі його підігріву, може бути оцінена за допомогою рівняння, отриманого з теплового і матеріального балансу плавки

$$G_{\delta} = Q_{надл} / (q_{\delta} + 0,01Q_{надл} - \Delta TC_{\delta}), \quad (7.3)$$

де  $G_{\delta}$  – частка брухту, %;  $Q_{надл}$  – надлишкове тепло процесу, кДж/100 кг чавуну, визначається за формулою (7.1);  $\Delta T$  – величина підігріву металобрухту, К;  $C_{\delta}$  – теплоємність твердого брухту, кДж/(кг·К), для температур звичайного нагрівання брухту може дорівнювати 0,7;  $q_{\delta}$  – охолоджуючий ефект металобрухту, кДж/кг.

На рис. 7.7 представлені кількості металобрухту, що переплавляється, при різних температурах його нагрівання.

Найбільші труднощі при підігріві брухту пов'язані з правильною оцінкою ефективності цього процесу внаслідок наявності багатьох змінних чинників, які визначають термічний ККД і, перш за все, з тим, що при високих температурах паливо не згоряє повністю до  $CO_2$  і  $H_2O$ .

Коли брухт з поверхні починає плавиться, рідке залізо, яке має досить високу спорідненість до кисню, окислюється, що також гальмує згоряння палива. В процесі підігріву тепловиток знижується внаслідок підвищення температури брухту, зменшення перепаду температур і утворення на кусках брухту малотеплопровідного шару оксидів заліза. Зростання середньої температури металобрухту і зміна термічного ККД, у міру нагрівання, представлені на рис. 7.8, 7.9. Ці дані відносяться до верхнього підігріву брухту у 130-тонних конвертерах пальниками з тепловою потужністю  $\sim 35 \cdot 10^3$  кВт, які спалюють мазут і природний газ. Термічний ККД спалювання мазуту і твердого палива істотно вищий, ніж природного газу, що обумовлено більшою світністю факела і великим відношенням С/Н у мазуті (твердому паливі). В даний час для 300-тонного конвертера розроблені верхні пальники з тепловою потужністю  $0,3 \cdot 10^6$  кВт і  $1,5 \cdot 10^3$  кВт/м<sup>2</sup> поверхонь брухту, сприймаючих тепло. Іноді пропонується подавати у 300-400-тонний конвертер  $0,7 \cdot 10^6$  кВт тепла, проте якісна зміна термічного ККД з указаних причин залишається такою ж. При надмірному перегріві термічний ККД знижується, подовжується нагрівання, підвищується рівень окислення заліза брухту (у шлакових пробах, взя-

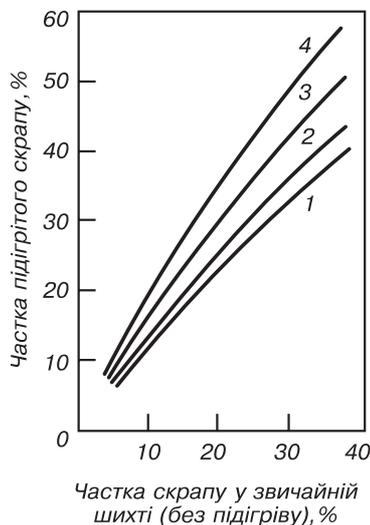


Рис. 7.7. Вплив на частку металобрухту в металевій шихті температури його нагрівання, °С: 1 - 260; 2 - 538; 3 - 815; 4 - 1093

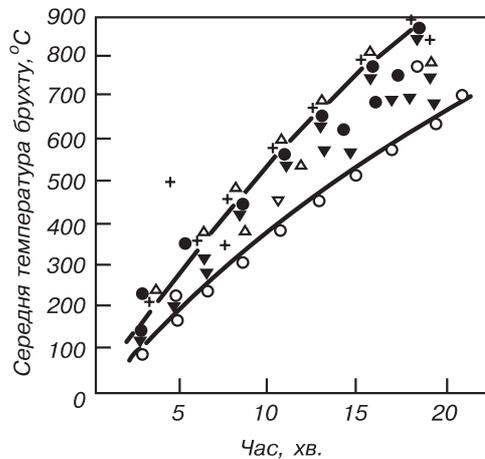


Рис. 7.8. Зміна середньої температури брухту в процесі попереднього підігріву у 130-тонних конвертерах з тепловою потужністю ~35 МВт

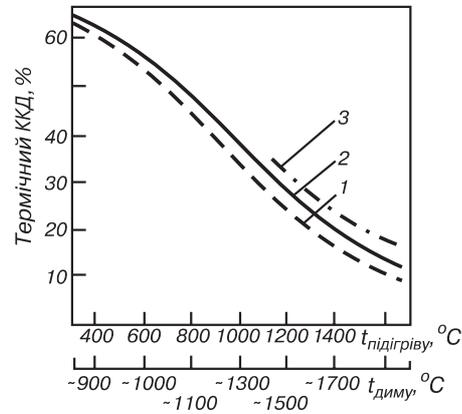


Рис. 7.9. Теоретично розрахована зміна термічного ККД при використанні природного газу (1), мазуту (2) і твердого палива (3)

тих відразу після закінчення нагрівання, міститься 63-92% FeO). Інтенсивне окислення брухту викликає бурхливі реакції при заливці чавуну, збільшує її тривалість, знижує продуктивність конвертера, вимагає великої обережності від ведучих плавку. Наведені дані ґрунтуються на усталеній практиці останніх років. Температура нагрівання до 800°C може вважатися оптимальною при використанні слабкоокислювального факела. Спроби нагрівати металобрухт відновним факелом з витратами кисню, по відношенню до стехіометричного 0,5-0,9 показали, що окислення брухту при цьому знижується. Одночасно різко зменшується термічний ККД, збільшується час нагрівання і зростає вміст водню у газах, що відходять, і системах газовідводів (газоочисток) (рис. 7.10), що ускладнює їх роботу.

При розігріванні порівняно товстого шару брухту тільки за допомогою верхніх фурмпальників у шихті пропалюються колодязі (вузькі заглиблення), розповсюджуючись в яких,

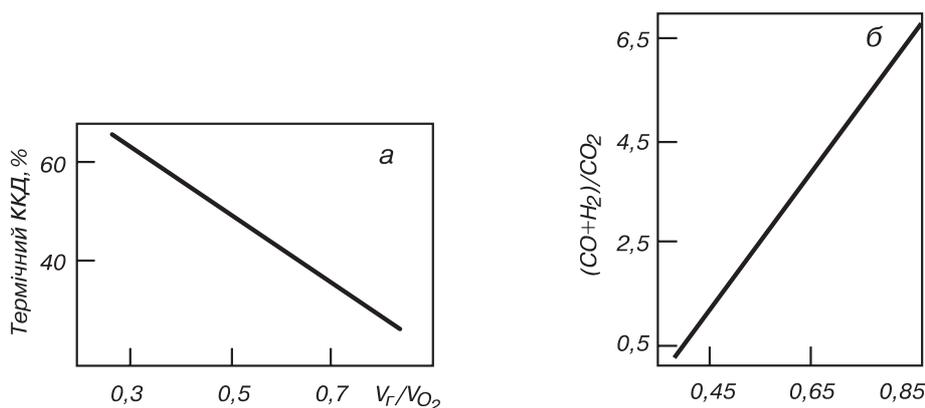
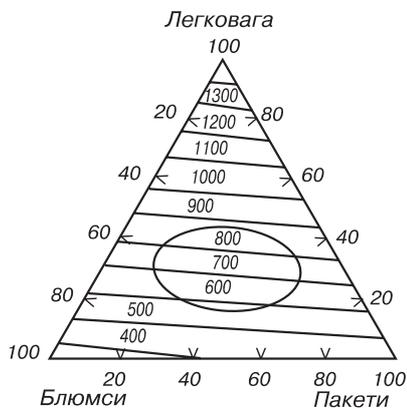


Рис. 7.10. Залежність ККД (а) і ступеня окисленості газів, що відходять,  $(CO+H_2)/CO_2$  (б) від співвідношення природного газу і кисню



**Рис. 7.11.** Можливі середньомасові температури нагрівання металобрухту (цифри біля кривих) при різному вмісті у ньому складових

Результати досліджень показали, що при середньомасовій температурі металобрухту понад 900°C різко збільшується його окислення, тривалість нагрівання і градієнт температур в різних кусках. Низькі температури нагрівання брухту мало позначаються на підвищенні його витрат. Виходячи з цього, на рисунку відзначена зона кращих середньомасових температур нагрівання і відповідних складів металобрухту. Як видно, в металобрухті повинно бути 20-40% легковагих відходів, які забезпечують його необхідний тепловміст і високий рівень засвоєння тепла палива. Слід враховувати, що надто великий вміст легковагу може привести до утворення колодязів, осідання й ущільнення брухту під дією власної маси і, як наслідок, до погіршення його прогрівання.

### Підігрів брухту перед завантаженням у конвертер

Недолік методу підігріву металобрухту в конвертерах, пов'язаний зі збільшенням тривалості циклу плавки, практично усувається при здійсненні цієї операції поза конвертером.

Для використання рідкого, газоподібного або твердого палива в даному випадку необхідне спорудження спеціального устаткування з автоматикою і відповідними комунікаціями. Існує думка про те, що в сталеплавильних цехах, реконструйованих і нових, більш доцільні самостійні установки для нагрівання брухту, які усувають невиробничі витрати робочого часу конвертера на нагрівання в ньому брухту, що зменшує тривалість плавки. Крім того, в процесі нагрівання брухту в конвертері створюються складні умови служби футеровки. Завалка ж підігрітого брухту зменшує температурні коливання у вогнетривах конвертера, їх корозійний знос, що сприятливо діє на стійкість футеровки. Пластичний брухт при високій температурі забезпечує менші її механічні руйнування. Оскільки нагрівання брухту поза конвертером регламентується в часі не жорстко, його можна здійснювати при спалюванні низькосортного палива, а також без використання кисню, що знижує вартість підігріву, зменшує і дозволяє регулювати окислювальний потенціал факела. Поза конвертером легше домогтися більш рівномірного прогрівання брухту, можна забезпечити надійний контроль ступеня нагрівання, краще використовувати паливо.

Завалка в конвертери гарячої обрізи, слябів і блюмів із прокатних станів помітно збільшує частку брухту в металошихті. Знайдені способи передачі нагрітої до 1000-1200°C обрізи прокату в конвертерний цех на візках, що не потребують перевантаження брухту аж до

гази недостатньо прогрівають брухт і виходять з порожнини конвертера з високою температурою. Верхній підігрів ефективний при невеликій товщині шару брухту, коли газові об'єми ( $\text{CO}_2$ ,  $\text{H}_2\text{O}$ ,  $\text{CO}$ ,  $\text{H}_2$ ), що віддають тепло, рухаються за інших рівних умов по довшій траєкторії. Зі збільшенням товщини шару брухту ефективною стає подача факела знизу, що забезпечує більш рівномірний рух газів і омивання ними усіх кусків брухту. В результаті брухт нагрівається, як у шахтній печі, де найбільш сприятливі умови теплопередачі від факела до завантаженого матеріалу, коефіцієнт використання палива збільшується приблизно в 1,5 раза в порівнянні з верхнім обігрівом.

Як впливає з розрахунків, різні складові твердої металозавалки нагріваються до різної температури, і, залежно від їх співвідношення, буде змінюватись і середня температура. Побудована потрібна діаграма (рис. 7.11), яка показує очікувану середню температуру металозавалки залежно від вмісту в ній різних складових.

завалки його в конвертер. Протягом такого транспортування обрізь охолоджується до 600-650°C. Кількість переробленої конвертером обрізі, нагрітої до 600-650°C, як показують розрахунки, може скласти 43-45% від маси металошихти, тривалість циклу плавки при цьому скорочується на 12%.

Конструкції і установки для нагрівання можна віднести до одного із двох типів: ті, що використовують тепло спеціально підведеного палива і тепломісткість конвертерних газів, що відходять, або продуктів плавки. Найбільш прийнятними слід вважати установки, в яких теплоносій (продукти згоряння палива, конвертерні газів), розбавлений повітрям, з рециркуляцією або без неї, проходить через метал, що підігрівається, знизу або зверху.

Найбільш перспективний підігрів брухту поза конвертером в коробах або контейнерах, які використовуються для його транспортування і завантаження. Наприклад, планується поступове нагрівання брухту в таких коробах (контейнерах), які встановлюються в окрему камеру, де використовується тепло конвертерних газів, що відходять. Короби в іншому варіанті можуть бути дообладнані надставкою, що забезпечує досить рівномірне омивання гарячими газами кусків брухту (рис. 7.12).

Короби (контейнери), що контактують з гарячим брухтом, доцільно виготовляти й обслуговувати таким чином. Вони повинні мати відкритий верхній торець, через який завантажують і вивантажують брухт, зовнішню металеву сорочку для циркуляції охолоджуючого повітря і розташовуватись на завантажувальному стенді у похилому положенні. Стенд обладнується платформеними вагами, встановленими під ним. Після завантаження холодного брухту короби за допомогою, наприклад, завалочної машини рейкового типу з гідравлічним підйомником по черзі подають до підігрівальної установки. Краще підігрівати пальниками, встановленими в нижній частині короба, для підвищення тепломісткості великовагового брухту.

На заводі в Канзас-Сіті підігрів здійснювали в спеціальній завантажувальній корзині ємністю 40 т, яка футерована всередині шамотною цеглою і має днище, що розкривається, для вивантаження брухту в конвертер. Завантажену шихтовими матеріалами корзину накривали футерованим ковпаком, на якому розміщувалися двопровідні пальники для спалювання природного газу у струмені кисню. При витратах природного газу 30-35 м<sup>3</sup>/т брухту підігрів його до температури 980°C здійснювали за 25 хв, температура верхніх шарів досягала 1420°C, тобто граничного значення, оскільки куски брухту починають зварюватися. Після прогрівання завантажувальну корзину встановлювали краном над конвертером і вивантажували брухт. При необхідності, брухт може бути підігрітий у самому конвертері за допомогою газокисневого пальника, після чого починають продувку через кисневу фурму.

Існує підігрівальний пристрій у вигляді довгого лотка з дном, який має нахил в обидві сторони і бічними стінками, що відводяться на шарнірах. Завантажений через стулки, які розкриваються зверху, метал нагрівається пальниками, змонтованими на бічних стінках. Через спеціальні отвори у днищі димососом втягуються продукти горіння. Після нагрівання металевої шихти до нагрівального пристрою можуть бути подані завантажувальні короби, в які подається брухт. Внутрішні поверхні завантажувального пристрою і димоходів футеровані.

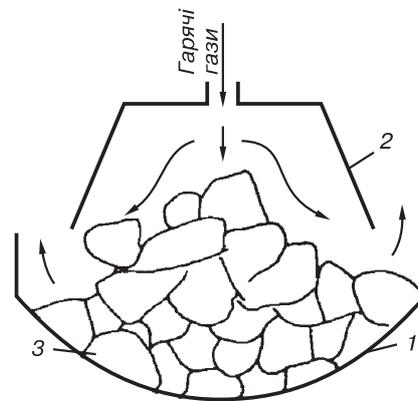


Рис. 7.12. Схема розігрівання металобрухту в коробах:

1 – завантажувальний короб; 2 – надставка над коробом; 3 – куски металобрухту

Можливий підігрів брухту до температури 700°C у прохідній печі, де транспортуючим пристроєм є візки, що переміщуються по рейках.

Існують пропозиції щодо нагрівання брухту до температури 1100°C в прохідній тризонній печі, в якій, для запобігання окислення брухту в камері остаточного нагрівання підтримується відновна атмосфера. Дж.Стоун рекомендує таку піч розташовувати над робочим майданчиком цеху.

Проводяться роботи по підігріву брухту в методичних і барабанних печах. Розробляються спеціальні конвейерні печі з безперервною подачею і видачею брухту в завантажувальні контейнери. Методичні печі дозволяють отримати задовільний термічний ККД і контролювати склад атмосфери в печі, що обумовлює невеликі втрати з окалиною. Проте такі печі мають значні розміри, вимагають великих капітальних затрат на будівництво і не забезпечують необхідної гнучкості при змінній продуктивності плавильного агрегату.

Деякі винаходи вирішують питання нагрівання брухту в ковші, обладнаному шарнірно закріпленою кришкою, в якій вмонтовані газокисневі пальники. Нагрівання пропонується здійснювати у відновній атмосфері, із співвідношенням витрат природного газу і кисню 1,4-1,0. Після нагрівання брухту до температури понад 1260°C, у ківш рекомендується заливати рідкий чавун. В літературі позитивно оцінюється тривала робота конвертерних цехів з використанням брухту, нагрітого до 600-800°C у сталерозливних ковшах, що відслужили.

Газоподібні продукти плавки, що покидають конвертер, мають значну тепломісткість, яка може бути використана не тільки для технологічних і енергетичних потреб, але й для попереднього нагрівання металозавалки. Можливий варіант плавильної установки, що представляє собою комбінацію двох кисневих конвертерів і ванни плавильної печі, в якій за рахунок тепла газів, що відходять, нагрівається і починає плавитися брухт. Для цього конвертери обладнані газовідводами, які дозволяють направити гази у плавильну піч, а потім - в систему газоочистки. Агрегат із двох конвертерів може і не мати окремого підігрівуючого вузла, а працювати за принципом двованної печі так, щоб при продувці в одному конвертері нагрівання брухту здійснювалося в іншому. З цією метою конвертери обладнуються однією системою очищення газів і мають, окрім горловини, бічні отвори, за допомогою яких вони з'єднані між собою, при збереженні можливості незалежного їх нахилу. Тепло конвертерних газів, що відходять, можна використовувати для нагрівання брухту в кільцевій підігрівуючій камері.

Існують дані по утилізації тепла злиwkів сталі, які після відливання рекомендується розташовувати в одній камері з брухтом для нагрівання останнього.

Як випливає з викладеного, метод нагрівання брухту поза конвертером вимагає значного збільшення капіталовкладень у допоміжні нагрівальні пристрої і підвищених експлуатаційних витрат. Крім того, виникають труднощі при транспортуванні і завалці гарячого брухту. До цього часу цей метод не знайшов помітного практичного застосування, розглянуті проекти не завершені.

У підігрівуючих пристроях, які одержали найбільше розповсюдження, здійснюється підігрів брухту приблизно до середньомасової температури 500°C, а в установках, що мають вогнетривку футеровку, і до більш високих температур (700-900°C).

Схема установки для підігріву шихти, взята за основу на заводах багатьох країн, наступна (рис. 7.13). Установка складається з футерованої завантажувальної корзини, яку після завантаження в неї металу встановлюють на витяжний колодязь, з'єднаний з димососом і трубою, і накривають кришкою із вмонтованими в ній пальником і вентилятором для подачі повітря. Для герметизації установки на завантажувальній корзині служить кільцевий фланець, що сполучається з ущільнюючим кільцем підставки, яка має заглиблення, заповнене азбестом або піском. Нагрівання шихти до 700°C триває до 140 хв, витрати природного газу складають від 5 до 10 м<sup>3</sup>/т шихти.

Не дивлячись на можливість регулювання коефіцієнта надлишку повітря у межах від 1,9 до 1,0, виявилось, що підігрів брухту вище 700°C небажаний внаслідок значного окислення металу. Витрати палива при нагріванні 100 т шихти регулюються ступінчасто - від 150 до 550 м<sup>3</sup>/год., залежно від температури газів, що відходять, в лежаку перед вентилятором. Паливо при підвищенні температури автоматично відключається.

Дуже важливо, що при використанні описаного методу підігріву брухту досягається величина термічного ККД  $\geq 80\%$  при нагріванні до  $500^\circ\text{C}$  і  $\geq 70\%$  - при нагріванні до  $700^\circ\text{C}$ . Витрати умовного палива, залежно від температури підігріву, змінюються від 5 до 16 кг/т. Відзначаються мінімальна окисленість брухту і високий об'ємний коефіцієнт тепловіддачі від продуктів згоряння до металобрухту.

Метод підігріву брухту поза сталеплавильним агрегатом не позбавлений недоліків і труднощів, які, окрім вказаного збільшення капіталовкладень і експлуатаційних витрат, пов'язані з детальною розробкою найраціональнішої конструкції нагрівального агрегату, організацією виробництва при транспортуванні значної кількості гарячого брухту. Метод вимагає строгої синхронізації операцій по нагріванню брухту з роботою конвертерів, забезпечення чіткого контролю за температурою факела пальника і брухту для запобігання підвищеного вигару шихти і її оплавлення. Оплавлення може привести до утворення мостів і приварювання кусків брухту до футеровки підігрівального пристрою і поверхні коробів або завантажувальних лотків при транспортуванні брухту до конвертерів, що обумовлюють прості останніх в період заливки і втрату продуктивності. Досить складно також встановлювати в конвертерному цеху методичну піч або газовідвідний тракт, який би забезпечував нагрівання брухту газами, що відходять. При підігріві брухту в завантажувальних коробах тривалість їх служби може виявитись невисокою, але простота підігріву в коробах або інших завантажувальних ємкостях очевидна. При підігріві брухту поза конвертером можливе деяке забруднення атмосфери продуктами згоряння палива і сторонніх домішок.

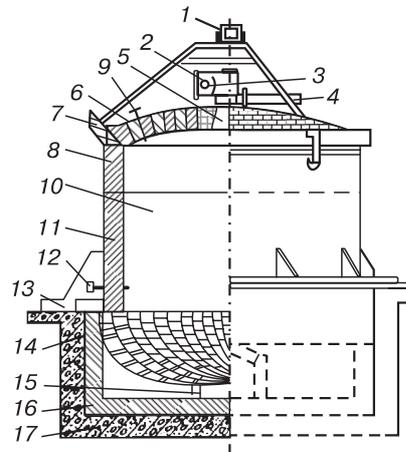


Рис. 7.13. Установка для підігріву шихти:

1 - пристрій для підвішування кришки; 2 - газовий пальник; 3 - природний газ; 4 - повітря; 5 - камера попереднього спалювання; 6 - кришка; 7 - кільце кришки; 8 - ділянка, на яку корзина була збільшена при підігріві скрапу для конвертерів; 9 - перша точка заміру температури; 10 - завалочна корзина; 11 - шмотна футеровка; 12 - друга точка заміру температури; 13 - пісковий затвор; 14 - фартух із замком; 15 - канал для газів, що відходять; 16 - вогнетривка футеровка; 17 - фундамент

### Підігрів брухту в конвертері перед заливанням чавуну

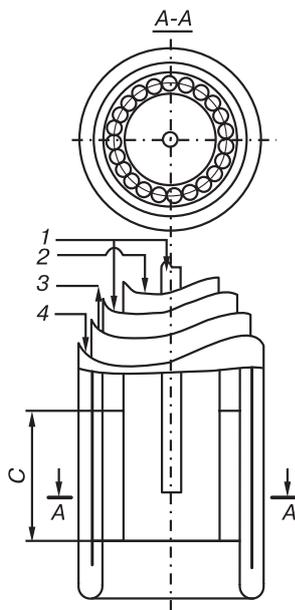
У вітчизняній і зарубіжній періодичній літературі досить детально висвітлена практика підігріву металобрухту в конвертерах за допомогою верхніх фурм і пальників, яка отримала найбільше розповсюдження у 90-х роках в США, Англії, Бельгії, Швеції, Японії, Італії, СНД.

Попереднє нагрівання брухту в конвертері здійснюється газокисневими, мазутокисневими пальниками, причому, на ряді заводів для підвищення ефективності нагрівання здійснили перехід від перших до других. На деяких заводах японської компанії «Nippon Steel Corp.» знайшли застосування керованим газокисневим форсункам.

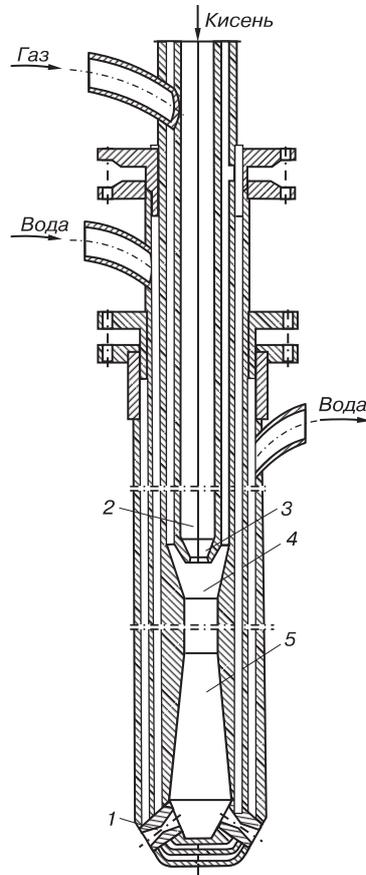
Гази транспортуються в цех під тиском 1,4-2,0 МПа.

Типова конструкція газокисневого пальника передбачає п'ять концентричних труб; два зовнішні канали використовуються для підведення і відведення охолоджуючої води, третій і п'ятий – для природного газу, четвертий – для кисню. Три внутрішні труби для забезпечення надійності виготовлено з неіржавіючої сталі. В основному каналі природного газу 21-22 мідних трубки довжиною ~ 150 мм разом з трубою в центрі пальника сприяють стабілізації факела (рис. 7.14).

Протягом циклу попереднього нагрівання брухту через пальник пропускають 1,0-1,5 т/хв. охолоджуючої води під тиском 0,8-1,0 МПа. Використовуються також пальники, в яких потоки кисню і газу завихрюються.



**Рис. 7.14. Конструкція наконечника газокисневого пальника:** 1 - подача природного газу; 2 - подача кисню; 3 - вихід охолоджуючої води; 4 - введення охолоджуючої води



**Рис. 7.15. Газокиснева фурма із внутрішнім змішуванням газів**

Газокиснева фурма з внутрішнім змішуванням газів особливо необхідна при низькому ((0,3 МПа) тиску природного газу, що спостерігається на ряді заводів, особливо взимку. Вона складається із сталевого водоохолоджуваного корпусу і мідної головки з соплами 1 (рис. 7.15). Всередині фурми вбудований ежекційно-компресорний пристрій – струминний компресор. По центральній трубці 2 під високим тиском подається кисень (0,9-1,2 МПа). У вихідному перерізі сопла 3 розвиваються надзвукові швидкості, що забезпечує підсмоктування газу будь-якого дуже низького тиску. Далі газ і кисень змішуються в камері 4 і стискаються в дифузорі 5 до тиску більш високого, ніж тиск підсмоктуваного природного газу. Потім добре перемішана суміш газу і кисню з надзвуковою швидкістю витікає в сталеплавильний агрегат.

Схема мазутної установки для нагрівання брухту показана на рис. 7.16. Малосірчистий мазут зберігається на головному складі в баках ємкістю  $\sim 8 \cdot 10^6$  дм<sup>3</sup>. Для потреб цеху мазут подається в них напівбезперервно зі швидкістю 20 дм<sup>3</sup>/хв. в баки ємкістю  $\sim 30 \cdot 10^3$  дм<sup>3</sup>, розташовані поряд із насосною станцією і системою нагрівання мазуту. Мазутокисневі пальники, як правило, представляють собою звичайні багатосоплові продувні фурми, по центру кисневих каналів яких встановлена трубка з неіржавіючої сталі, що підводить мазут. Мазутні трубки можуть виходити на рівень торців кисневих сопел або ж досягати їх на 10-15 мм.

Критичний переріз кожного із сопел Лаваля в такому разі зростає на величину перерізу мазутної трубки. Добрі результати і при використанні торіодальних мазуто-кисневих пальників.

У разі нагрівання брухту в конвертері стійкість футеровки знижується на 20-30%. Плавка подовжується звичайно на час підігріву брухту. На «Криворіжсталі» витрати чавуну знижували приблизно на 60 кг/т при витраті природного газу  $\sim 10 \text{ м}^3/\text{т}$ , тривалість плавки зростала на 5 хв.

В даний час розроблені заходи щодо ослаблення значного зносу футеровки при підігріві брухту. Оксиди заліза, утворені в результаті оплавлення й окислення факелом легковагого брухту, руйнівні впливають на футеровку. Ця проблема була вирішена шляхом завантаження доломітизованого вапна перед завалкою брухту і відсутності в нижньому поясі конвертера доломітових вогнетривів. Спочатку замінили їх вогнетривами із вмістом 85% MgO, який потім довели до 95%, а також дещо збільшили товщину футеровки днища.

Слідом за зміною типів вогнетривів була розроблена інструкція по догляду за станом днища. Спочатку передбачалося введення у невелику кількість залишеного рідкого шлаку доломітизованого вапна або розфасованого в мішки MgO. Відповідно до останніх даних, в цей шлак вводять простий зернистий магнезит, і суміш розподіляють по всьому днищу, похитуючи конвертер або короткочасно продуваючи її киснем. Завдяки такій обробці днища виключається утворення в ньому ям, що є причиною кінця кампанії по футеровці. Розглянута технологія обробки днища поширюється і на завантажувальну сторону футеровки конвертера.

До цього часу йшлося про нагрівання брухту газоподібним і рідким паливом, що вводиться в основному зверху.

Доцільне й ефективне попереднє нагрівання металевго брухту в кисневому конвертері шляхом спалювання твердого палива. Такий метод використання вугілля в конвертерах має ряд переваг у порівнянні з введенням його в рідку ванну. По-перше, зростає КВТ палива, оскільки при згорянні вугілля, при відсутності рідкого заліза, вуглець окислюється, в основному, до  $\text{CO}_2$ . По-друге, знижується кількість сірки, що вноситься паливом у конвертерну ванну, оскільки незв'язана сірка вугілля згоряє в  $\text{SO}_2$  і, в основному, виноситься при нагріванні брухту з газами, що відходять.

Порівняно з поширеним нагріванням брухту спалюванням природного газу або мазуту тверде паливо забезпечує максимальне тепловикористання і більш високу продуктивність конвертера за рахунок скорочення часу нагрівання, оскільки КВТ твердого палива істотно вищий, ніж газоподібного і рідкого протягом нагрівання будь-якої тривалості (рис. 7.8). Це обумовлено, як уже наголошувалось, великими світністю факела і відношенням C/H у паливі. Це відношення визначає як ступінь дисоціації продуктів його згорання, так і їх відносну тепломісткість на одиницю внесеного тепла: вони обернено пропорційні величині C/H.

Використання твердого вуглецевмісного матеріалу при підігріві брухту, замість природного газу, поліпшує також умови прогрівання брухту в результаті виключення крупних локальних зон перегріву металу і рівномірного розподілу теплового навантаження в конвертері.

Газифікація вуглецевого залишку після видалення летких - порівняно повільний процес, тому верхня межа фракції вугілля обмежується 25 мм, як і нижня, оскільки дрібну фракцію

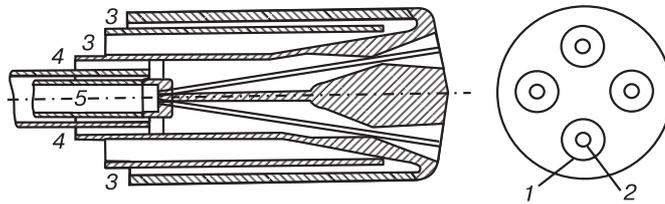


Рис. 7.16. Конструкція наконечника мазутокисневої фурми:  
1 - кисневе сопло; 2 - мазутне сопло; 3 - водяне охолодження;  
4 - подача кисню; 5 - подача мазуту

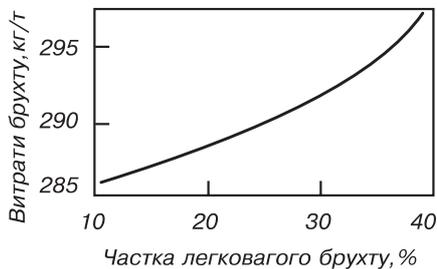


Рис. 7.17. Вплив частки легкого брухту на його теплосвоєння при нагріванні

ті проведення плавки не вимагає збільшення затрат на його підготовку, ефективність технології зростає із зростанням частки з насипною густиною менше  $0,7 \text{ т/м}^3$  (рис. 7.17). Це пов'язано із зростанням теплосвоєння брухту під час нагрівання при збільшенні його питомої поверхні.

Спалювання твердого палива в конвертері для попереднього нагрівання брухту дозволяє підняти КВТ у 2 рази в порівнянні із введенням вугілля в рідку ванну, збільшити витрати металобрухту на 5-8% маси металошихти. При цьому, відповідно, знижуються витрати передельного чавуну при достатній технологічності процесу.

Цікава ідея використання твердого палива не тільки в кусковому, але і в порошкоподібному (псевдорідкому) вигляді. Це випробувано на невеликій кількості плавки в ІЧМ НАНУ. Підігрів брухту здійснювали шляхом спалювання пилоподібних вуглецевмісних матеріалів, що вносяться в конвертер за допомогою газу-носія. Заслужовує на увагу досвід ЗСМК і ДМК по використанню для нагрівання брухту тепла факельного торкретування футеровки.

Важливою перевагою розглянутих варіантів застосування твердого кускового палива для нагрівання брухту є їх промислова реалізація в конвертерах з верхнім кисневим дуттям, що не потребує конструктивних змін у головному і допоміжному устаткуванні.

При подачі факела зверху недостатньо високий термічний ККД нагрівання, істотно розвинене окислення шихти, значні (до  $1000^\circ\text{C}$ ) перепади температури в її різних ділянках і шарах, є серйозні труднощі з правильним визначенням середньої ефективності цього процесу, тому слід віддати перевагу підігріву, коли продукти згоряння пронизують весь об'єм завантаженого металобрухту без утворення колодязів. Найкраще це досягається в конвертерах з донно-верхньою кисневою продувкою. Наявність у днищі конвертера фурм, через які проникає значна кількість газів, забезпечує швидке й ефективне нагрівання значної маси металобрухту перед продувкою. При подачі факела знизу газу рухаються рівномірніше, омиваючи всі куски брухту.

В період донного підігріву брухту в конвертерах продувні фурми використовуються як донні пальники шляхом збільшення подачі природного газу через щілини коаксіальних фурм за рахунок підвищення у 3-4 рази тиску в газопроводі, введення через ці щілини рідкого палива (дизельного розігрітого мазуту), вдування через тракт природного газу або через окремий канал - пиловугільного (псевдозрідженого) палива з концентрацією вугілля до  $50 \text{ кг/м}^3$  газу, що може підвищити теплову потужність фурм у 10-40 разів; використання фурм-пальників, наприклад, з трьома порожнинами, через дві з яких при нагріванні вдувається природний газ, а через одну – кисень; завантаження кускового вугілля в конвертер разом з металобрухтом.

Є досвід застосування для нагрівання брухту верхньобічних фурм-пальників, розташованих у конвертерах в місці переходу циліндричної частини в конічну (шоломову). За кон-

< 6 мм вугілля в конвертер не вводять, щоб уникнути винесення її газами, які відходять. Вміст золи у вугіллі доцільно мінімальний, оскільки її основною складовою (45-65%) є  $\text{SiO}_2$ .

При контакті вугілля з гарячою футеровкою конвертера має місце бурхливе виділення газових складових  $\text{C}_m\text{H}_p$ , яке сприяє швидкому загорянню всієї маси палива і регулюванню його горіння інтенсивністю подачі кисню.

Зниження витрат чавуну при новому варіанті застосування вугілля додатково складає до 7 кг на 1 кг вугілля. Для порівняння, відзначимо, що економія чавуну у разі введення вугілля в рідку ванну не перевищувала 3,6 кг на 1 кг вугілля. Підвищення витрат металобрухту при новому варіанті

струкцією вони аналогічні донним фурмам і можуть працювати як пальники описаними вище методами. Бічні фурми забезпечують більш ефективно і рівномірне розігрівання брухту, ніж верхня фурма-пальник, подаючи факел всередину шару брухту. Поєднання донного і бічного розігрівання, за попередніми даними, дає кращі результати, ніж донного з верхнім. При продувці бічні фурми можуть використовуватись для допалювання СО над металевою ванною. Проте для регулювання окисленості шлаку і керування технологією процесу вони менш ефективні, ніж верхня фурма, оскільки їх положення незмінне.

Найбільш ефективно застосування комбінованого розігрівання брухту зверху і знизу, особливо за допомогою бічних фурм. Воно дозволяє різко скоротити тривалість періоду розігрівання (в 1,5-2,0 рази в порівнянні з верхнім) і забезпечити особливо високий термічний ККД палива (більше 45% в цілому за період). Теплові потужності спільно працюючих донних, бічних і верхніх фурм-пальників можуть досягати відповідно величин 0,7; 0,35 і 0-0,35 МВт на 1 т ємкості конвертера.

### Перспективи різних методів підігріву металобрухту

В сучасних умовах найбільш економічний із розглянутих метод підігріву брухту поза конвертером, оскільки забезпечує високу продуктивність сталеплавильного агрегату і порівняльну простоту можливих (і застосованих в електросталеплавильному виробництві) схем підігріву. Це підтверджується детальним економічним аналізом наведених витрат при підвищенні частки брухту в металевій шихті.

В діючих цехах підігрів металобрухту поза конвертером важкоздійснений, перш за все, за відсутності площ для розміщення підігрівуючих пристроїв, розташування і розмір яких відповідають умовам доцільної організації виробництва і забезпечують синхронізацію роботи підігрівуючої установки і конвертера.

При проектуванні нових цехів у ряді випадків доцільно планувати місце розміщення самостійних установок для нагрівання скрапу і спорудження спеціального устаткування з автоматикою і відповідними комунікаціями, не дивлячись на недоліки методу. Особливо важливо передбачити транспортування гарячого скрапу на короткі відстані у пристосованих для цього простих завантажувальних пристроях.

Підігрів металобрухту в конвертерах слід, передусім, застосовувати в тих цехах, де є резерви підвищення продуктивності або мають місце значні вимушені прості (зокрема, за відсутності шихти). Даний метод простіший за рекомендований для нових цехів, але вимагає великих витрат тепла, вогнетривів і ретельного контролю стану футеровки, знижує продуктивність конвертерів, що повинно, перш за все, враховуватись при організації його впровадження.

На думку і за результатами розрахунків авторів, спосіб підігріву брухту в конвертерах при виплавці сталей масового призначення (вуглецевих і низьколегованих) економічніший за переплавку в електропечах. Це ж побічно підтверджується високою ефективністю підігріву брухту для електропечей шляхом спалювання палива в умовах багатьох країн, яка визначається скороченням періоду плавлення, витрат електроенергії, підвищенням продуктивності електросталеплавильних агрегатів і якості металу, що виплавляється. Слід зазначити, що в діючих вітчизняних конвертерних цехах є значні резерви підвищення продуктивності. На сьогодні тривалість плавки складає 40-53 хв., у найближчі роки вона може бути скорочена до 30-35 хв. за рахунок впровадження заходів щодо поліпшення підготовки брухту і прискорення його завалки, скорочення завантажувально-допоміжних операцій, інтенсифікації продувки, широкого застосування систем автоматичного керування плавкою і цехом в цілому, а також удосконалення систем газоочистки і газовідвідного тракту. Одночасне здійснення підігріву брухту в конвертерах і заходів, що скорочують тривалість циклу процесу, не викликають зниження продуктивності цехів.

Підігрів в конвертерах змінює і спрощує вимоги до металобрухту. При цьому в ряді випадків кращим є легковаговий брухт, як матеріал з високою питомою поверхнею, пропор-

ціонально якій зростає теплотік до нього від факела полум'я. Щоб не збільшувати час завалки і одночасно швидко досягати заданої температури нагрівання, середня насипна густина брукхту в конвертерах повинна бути в межах 0,8-2,0 т/м<sup>3</sup>. Донний і донно-верхній підігріві ефективніші за верхній і рекомендуються до широкого розповсюдження. З точки зору теплотехніки, забезпечення високого КВТ в основі донного і верхнього підігріву повинне лежати використання твердого вуглецевмісного палива (див. рис. 7.9 і 7.10).

В даний час ведуться пошуки інших видів твердого палива для нагрівання, таких як відходи кольорової металургії, гумової і хімічної промисловості та ін. Проте технологічні варіанти плавки з їх використанням ще не відпрацьовані, і поки що основним паливом при нагріванні металобрукхту в конвертерах слід вважати низькосірчисте вугілля або комбінацію вугілля і природного газу.

В процесі горіння вугілля можна розглядати наступні стадії: підігрів і підсушування палива; процес пірогенного розкладання палива з виділенням летких і утворенням залишку коксу; горіння летких і залишку коксу (вуглецю).

При підігріві вугілля до 200°C і вище відбувається процес виділення летких горючої суміші різних газоподібних складових: H<sub>2</sub>, CO, CO<sub>2</sub>, CH<sub>4</sub>, C<sub>m</sub>H<sub>n</sub>, H<sub>2</sub>O та ін. Кількість летких для різного вугілля різна, а для деяких з них велика відносно маси всього палива – від 4% (антрацити) до 90% (якутські сорти). Температура початку виділення летких залежить від віку вугілля. Чим старіше вугілля, вище в ньому вміст вуглецю, тим при більш високій температурі починаються процеси виділення летких і запалювання вугілля. Леткі в процесі горіння твердого палива відіграють важливу роль, різну для кускового палива і вугільного пилу.

Леткі кускового палива виділяються при помірних температурах, змішуються з киснем (повітрям) і загоряються першими, тобто їх горінням починається процес горіння всього палива. Тепло, що виділяється при горінні летких, сприяє підвищенню температури і подальшому розвитку процесу. Горіння вуглецю починається вже після завершення виходу летких, на горіння яких кисень витрачається на початку. Горіння самого вуглецю тривале, і саме воно визначає тривалість усього процесу.

При спалюванні вугільного пилу у зв'язку з величезною сумарною поверхнею вугільних частинок основна маса летких не встигає швидко виділитись до моменту загоряння частинок, що нагріваються, тому леткі згоряють разом з вуглецем.

Реакції горіння вуглецю передують глибоке укорінення кисню в кристалічну решітку палива, що приводить його у реакційноздатний стан. Таким чином, швидкість горіння твердого палива залежить від швидкості дифузії кисню і швидкості хімічної реакції – при низькій температурі.

Із накопиченого досвіду впливають наступні основні положення технології нагрівання брукхту шляхом спалювання вугілля і вимоги до останнього. Нагріта ( $\geq 1000^\circ\text{C}$ ) футеровка конвертера, контакт з нею значної маси дрібної фракції (6-25 мм) кускового вугілля із вмістом летких більше 25% забезпечать швидке загоряння вугільної маси і ефективно нагрівання металобрукхту. Вміст летких у вугіллі не грає ролі при використанні його у псевдозріженому (порошкоподібному) вигляді.

У разі незначного вмісту летких в кусковому вугіллі його горіння слід забезпечувати комбінованим способом: запалювати подачею протягом ~2 хв газового факела або інших джерел теплової дії (відходи алюмінія, кремнію, в суміші з твердим окислювачем – «термітні сірники» і т.п.) і забезпечувати подальше інтенсивне горіння вдуванням у конвертер кисневмісного газу.

Вугілля при нагріванні металобрукхту є головним джерелом сірки, концентрацію якої необхідно обмежувати величиною 1% (у перспективі 0,6%) для задоволення всезростаючих вимог до якості металу.

Для вітчизняного вугілля характерний кислий склад золи (45-65% SiO<sub>2</sub>), тому на кожні 10 кг вугілля необхідно підвищувати витрати вапна на 1,5-2,0 кг; відповідно дещо зроста-

ють вихід шлаку, витрати вогнетривів, втрати заліза зі шлаком, знижується теплотворна здатність вугілля, яку також визначає і вміст в ньому води. В результаті, слід враховувати, що підвищення вмісту золи і води на 10% зменшує ефективність вугілля на 30%. Кращий ефект нагрівання брухту забезпечується при низькій (<15%) зольності вугілля і введенні його в конвертер просушеним (<4% вологості).

Для підвищення стійкості вогнетривкої футеровки конвертерів при нагріванні метало-брухту необхідно комплексно застосовувати локальне торкретування зон дії на футеровку факела і шлаку, збільшення в'язкості шлаку присадками обпалених магнезиту, доломіту, вапна, регулярні підварювання корпусів, днища, ремонти льотки. Слід випробувати організацію в кінці продувки тугоплавкого шлакометалевого гарнісажу на футеровці (за допомогою інтенсивної роботи в цей період холодильників на корпусі конвертера), щоб гарнісаж захищав вогнетриви при завалці брухту і його нагріванні.

Найпростіше і порівняно легко здійсненне верхнє нагрівання брухту в кисневих конвертерах повинне розвиватися у напрямі скорочення тривалості нагрівання і зростання його ефективності, що забезпечить підвищення продуктивності цехів, які переробляють збільшену кількість твердої металошихти, і зниження витрат палива. Конкретними напрямками є використання пальників з високою тепловою потужністю (більше  $10^3$  кВт на 1 т місткості агрегату); перехід від газоподібного палива до рідкого (карбюрація факела) і твердого; здійснення нагрівання у похилому і навіть горизонтальному положенні конвертера, внаслідок чого збільшується теплосприймаюча поверхня металобрухту у 2-4 рази і може скоротитися до 3 хв. тривалість його нагрівання до  $800^{\circ}\text{C}$ . Для поліпшення умов нагрівання металобрухту і служби вогнетривів рекомендується в процесі підігріву змінювати кут нахилу конвертера і переміщувати пальник. В останньому випадку ускладнюється дообладнання конвертера пальниками для нагрівання і системами постачання їх киснем, паливом, підведення і відведення охолоджуючої води, експлуатація цього устаткування; не до кінця зрозумілі умови і тривалість служби вогнетривів в зоні дії відбитих поверхнею брухту газових струменів.

При ретельному аналізі результатів верхнього підігріву слід враховувати складність отримання високої середньої температури брухту, тобто прогрівання у конвертері всього брухту, оскільки нагріваються (потім оплавляються і окислюються), передусім, верхні шари. Проте верхній підігрів брухту в конвертерах одержав розповсюдження як в країнах, де брухт дешевший за чавун (до них відноситься й Україна), так і в країнах з більш високою вартістю брухту (Японія). За американськими даними, ефект від підігріву перевищує 2 долари на 1 т зливків, тоді 1 т брухту на 10 доларів дешевша, ніж 1 т чавуну.

### **Використання палива в процесі продувки**

Застосування палива в процесі продувки ванни є одним із реальних шляхів поліпшення теплової роботи конвертерів і збільшення частки металобрухту в шихті. При вирішенні цієї задачі перш за все необхідно забезпечити:

- а) досить високі коефіцієнти використання потенційного тепла і маси палива;
- б) збереження високої продуктивності конвертера;
- в) сприятливу економіку, значною мірою залежну від вартості і доступності палива.

В якості палива в кисневому конвертері можна використовувати: газоподібні і рідкі вуглеводні (природний газ, пропан, бутан, мазут, дизельне паливо та ін.), вводячи їх за допомогою паливно-кисневих фурм; тверде паливо (різні карбіди, кокс, антрацит, графіт, феросплави, відходи виробництва феросплавів і кольорової металургії та ін.), досаджуючи його в конвертер у кусковому вигляді або вдуваючи в рідку ванну у певні періоди продувки.

Використовуване в конвертерному процесі паливо повинне бути відносно чистим за вмістом шкідливих (головним чином, сірки) і баластних домішок.

Для оцінки потенційних теплових можливостей вуглеводневого палива (газоподібного, рідкого, твердого) припустимий коефіцієнт використання тепла палива (КВТ), що представляє собою частку тепла, яке залишилося в агрегаті від його теплотворної здатності:

$$КВТ = 100(Q_n - Q_{дис} - i_{вг})Q_n, \quad (7.4)$$

де  $Q_n$  – теплота згоряння палива;  $Q_{дис}$  – тепло, що втрачається агрегатом в результаті хімічного недопалювання палива;  $i_{вг}$  – тепломісткість відхідних газів – газоподібних продуктів згоряння палива, що виходять з агрегату при деякій  $T$ .

Реакції окислення вуглеводневого і твердого вуглецевмісного палива, з урахуванням хімічного недопалювання, обумовленого взаємодією продуктів повного окислення вуглеводневого палива –  $CO_2$  і  $H_2O$  з металевою ванною (залізом металошихти), представляються рівняннями:

$$C_m H_n + \left(m + \frac{n}{4}\right) O_2 = m CO_2 + \frac{n}{2} H_2 O; \quad (7.5)$$

$$m CO_2 + m \alpha [Fe] = m \alpha CO + \alpha m (FeO) + (1 - \alpha) m CO_2; \quad (7.6)$$

$$\frac{n}{2} H_2 O + \frac{n}{2} \beta [Fe] = \frac{n}{2} \beta H_2 + \frac{n}{2} \beta (FeO) + (1 - \beta) \frac{n}{2} H_2 O; \quad (7.7)$$

$$C_m H_n + \left(m + \frac{n}{4}\right) O_2 + \left(m \alpha + \frac{n}{2} \beta\right) [Fe] = m \alpha CO + (1 - \alpha) m CO_2 + \frac{n}{2} \beta H_2 + (1 - \beta) \frac{n}{2} H_2 O + \left(m \alpha + \frac{n}{2} \beta\right) (FeO). \quad (7.8)$$

Тепловий ефект сумарної реакції враховує результативне неповне спалювання складових палива і деякої кількості заліза киснем, що подається по стехіометрії на спалювання палива. В процесі конвертерної плавки оксиди заліза безперервно утворюються і витрачаються на окислення домішок металевої ванни, тому слід вважати, що частина кисню, який подається у стехіометричному співвідношенні на спалювання палива, витрачається на рафінування металевого розплаву. При цьому окислення вуглеводневого палива в умовах конвертерної плавки можна описати реакцією:

$$C_m H_n + \frac{2m(2 - \alpha) + n(1 - \beta)}{4} O_2 = m \alpha CO + m(1 - \alpha) CO_2 + \frac{n}{2} \beta H_2 + \frac{n}{2} (1 - \beta) H_2 O. \quad (7.9)$$

При використанні вуглеводневого, вуглецевмісного палива в процесі конвертування рідкого металургійного розплаву теплотехнічну ефективність палива слід оцінювати відповідно до цієї реакції.

Згідно з термодинамічними розрахунками, рівноважні з металом співвідношення  $\alpha = CO / (CO + CO_2)$  і  $\beta = H_2 / (H_2 + H_2O)$  в рідкій металевій ванні в процесі плавки складають відповідно 0,97-0,99 і 0,93-0,97, тобто окислення вуглецю до  $CO_2$  і водню до  $H_2O$  можливе лише на 1-3 і 3-7%.

В межах конвертерної ванни при звичайному режимі продувки значення  $\alpha$  і  $\beta$  будуть визначатися рівновагою між газовою і шлаковою фазами.

На рис. 7.18 представлені співвідношення  $P_{CO_2} / (P_{CO} + P_{CO_2})$  і  $P_{H_2O} / (P_{H_2} + P_{H_2O})$  при рівновазі газової фази і шлаку з різним окислювальним потенціалом  $\alpha_{(FeO)}$ . Як видно, граничні значення ступенів окислення С до  $CO_2$  і  $H_2$  до  $H_2O$  у присутності Fe і FeO, коли  $\alpha_{(FeO)} = 1$ ,

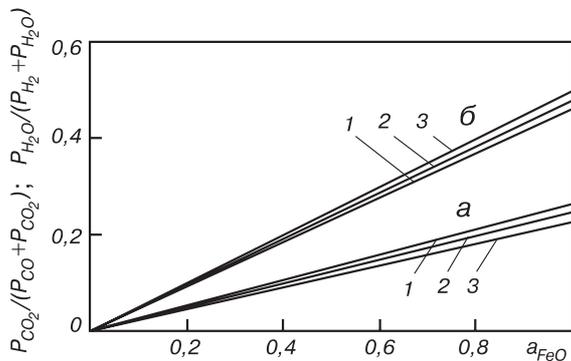


Рис. 7.18. Зміна співвідношень  $CO_2/(CO+CO_2)$  (а) і  $H_2O/(H_2+H_2O)$  (б) при рівновазі газової і шлакової фаз при  $t, ^\circ C$ : 1 – 1400; 2 – 1500; 3 – 1600

ному засвоєнні їх маси в умовах конвертерної ванни. Згідно з наведеними даними, краще застосовувати в конвертерному процесі карбіди кальцію і кремнію та тверді матеріали на основі вуглецю, наприклад, антрациту.

Проте представлений нижче КВТ повною мірою відображає потенціальні теплотехнічні можливості лише вуглеводневого або чистого вуглецевого палива, яке дає газоподібні продукти згоряння. При використанні вугілля, карбідів, різних відходів феросплавного виробництва і кольорової металургії при окисленні екзотермічних складових цих матеріалів Si, Ca, Al та ін. і плавленні баластних домішок утворюється шлакова фаза. Її тепломісткість необхідно віднімати від теплового ефекту окислення палива, визначаючи кількість тепла, яке може бути використано в процесі додаткової переробки металобрухту. Крім того, необхідно враховувати вплив присадок шлакоутворюючих теплоносіїв на прийняті витрати вапна. Наприклад, присадки карбіду кремнію вимагають додаткової кількості вапна, введення карбіду кальцію приводить до його економії.

Показником теплотехнічної ефективності застосування того чи іншого палива в таких випадках є термічний ККД, що відображає відношення потенціальної кількості тепла, яке може бути використане для переробки додаткової кількості брухту, до теплотворної здатності палива.

При визначенні технічної й економічної доцільності використання палива необхідно також враховувати економічні чинники, вплив палива на технологічні параметри процесу та ін.

Застосуванням у конвертерному процесі палива можна в значній мірі змінити структуру прибутко-

при температурних умовах конвертерної плавки 1400-1600°C відповідно складають 0,25 і 0,5.

В процесі конвертерної плавки (рис. 7.19)  $\alpha_{(FeO)} = 0,40-0,55$ , температура ванни зростає від 1300 до 1600°C.

Отримані значення ступенів окислення С до  $CO_2$  і  $H_2$  до  $H_2O$  можуть бути закладені в розрахунки теплових ефектів і показників теплотехнічної ефективності спалювання вуглеводневого (газоподібного, рідкого) і вуглецевмісного палива в умовах конвертерної плавки без додаткового допалювання CO і  $H_2$  над рідкою ванною.

В табл. 7.1 наведені можливі значення КВТ різних видів палива при повненні КВТ різних видів палива при повненні

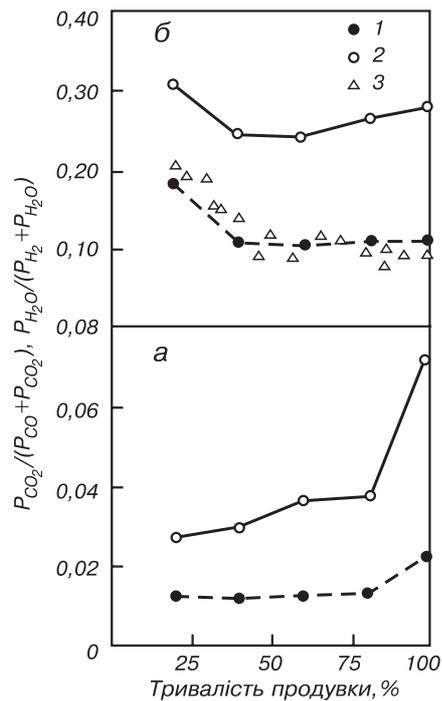


Рис. 7.19. Зміна рівноважних з металобрухтом (а) і шлаком (б) відношень  $CO_2/(CO+CO_2)$  (1) і  $H_2O/(H_2+H_2O)$  (2) в процесі продувки, а також, фактичної  $CO_2/(CO+CO_2)$  (3) в процесі типової плавки в конвертері

Таблиця 7.1

**Можливі значення КВТ різних видів палива у конвертерній ванні при середній температурі конвертерних газів за плавку, %**

Вид палива	$t_{\text{сер}}, ^\circ\text{C}$			$t_{\text{сер}}, ^\circ\text{C}$		
	1400	1450	1500	1400	1450	1500
	$\alpha = 0,9; \beta = 0,7$			$\alpha = 0,85; \beta = 0,70$		
Природний газ:						
(CH) <sub>4</sub>	8,45	8,0	7,0	9,96	9,25	8,66
C <sub>3</sub> H <sub>8</sub>	13,18	12,52	11,89	15,17	15,0	14,32
Мазут						
марки МП	14,86	14,27	12,85	17,14	16,56	15,97
Антрацит						
марки АС	22,47	21,95	21,42	24,90	24,93	23,93
Твердий						
вуглець	23,18	22,70	22,29	26,43	26,0	25,53
CaC <sub>2</sub>	55,60	55,38	55,0	57,50	57,2	56,8
SiC	75,00	74,80	74,6	76,2	76,0	75,7

вої частини матеріального і теплового балансів плавки у бік зменшення частки рідкого чавуну в шихті і тепла, що вноситься ним. Більше того, можливі варіанти процесу без використання рідкого чавуну. У зв'язку з цим слід враховувати різні можливості тих чи інших способів ведення плавки з використанням палива при збільшенні частки металобрухту в шихті і їх взаємній конкурентоспроможності.

**Продувка рідкої конвертерної ванни факелом горіння рідкого або газоподібного палива**

Позитивними сторонами верхньої паливно-кисневої продувки металу в конвертері є поєднання рафінування і підігріву металошихти (при підвищеній частці металобрухту в ній) за рахунок теплоти горіння палива і можливість впливу факелом на окислювальні процеси у ванні, шлакоутворення, а також димо- і пиловиділення.

Газоподібне або рідке вуглеводневе паливо вводиться у конвертер в процесі плавки за допомогою паливно-кисневих фурм зовнішнього зсуву. Частіше використовуються фурми з коаксіальним розташуванням сопел. Центральним каналом подається паливо, через кільцевий зазор – кисень. В процесі продувки можливе регулювання витрат і співвідношення палива і кисню, що подаються на фурму, і, отже, зміна окислювального потенціалу дуття.

Виконані дослідження паливно-кисневого конвертерного процесу на 10-тонному конвертері Новотульського металургійного заводу (НВО «Тулачормет»). В якості охолоджувача використовували агломерат, залізну руду, металевий брухт.

На плавках з газокисневою продувкою витрати агломерату зросли з 1,5 до 5,6%, при мазутокисневою дутті – до 4,5-5,5%, досягаючи на окремих плавках 10%.

На плавках з використанням у шихті металевго брухту його витрати були збільшені з 7,75 до 21,5% (тобто на ~14% абс.).

Дані теплового балансу плавки з паливно-кисневим дуттям свідчать, як і очікувалося, про значні втрати тепла згоряння палива в результаті хімічного недопалювання (~ 65%) і з фізичним теплом газів, що відходять (14,4%); КВТ палива склав 19-20%.

Рівень дисоціації продуктів згоряння мазуту –  $\text{CO}_2$  і  $\text{H}_2\text{O}$  відповідно склав 87% і 80%.

При вдуванні мазуту через фурму в 30-тонному конвертері під час плавки вміст металевго брухту в шихті було підвищено з 22 до 50-55%. На рис. 7.20 наведена залежність частки брухту в шихті і необхідних витрат мазуту і кисню на плавку. Розглядаючи результати досліджень, слід відмітити, що рідке паливо разом з киснем вводили лише в першій половині продувки, коли в конвертері при порівняно невисоких температурах знаходиться ще значна кількість нерозплавленого металевго брухту. Такий режим паливно-кисневої продувки наближений до варіанта технології з попереднім підігрівом металобрухту в конвертері, особливо при значному збільшенні його витрат. Чим вище частка металобрухту в шихті, тим холодніший початок процесу і сприятливіші термодинамічні умови для поліпшення використання потенціального тепла палива, що вдувається. Дійсно, при збільшенні частки брухту до 30% і витрат мазуту ~15 кг/т шихти коефіцієнт використання його потенціального тепла складає 20,5%. При збільшенні частки брухту в шихті до 50% за рахунок спалювання 30 кг/т мазуту або в середньому 104 л мазуту на 1 т додаткового брухту, термічний ККД палива досягає 33%.

На рис. 7.21 представлені результати розрахунків можливих значень КВТ різних видів палива протягом продувки у великовантажному конвертері. За результатами розрахунків, КВТ вуглеводневого і вуглецевмісного палива досягає максимальних значень на початку плавки і знижується до її середини. В другій половині продувки він мінімальний і практично не змінюється. Слід підкреслити, що більш високий КВТ в конвертері має вуглецевмісне паливо, причому протягом усієї плавки.

На заводі «Conset Iron BSK» в Англії у 180-тонних конвертерах проведена дослідно-промислова кампанія плавок з паливно-кисневою продувкою для перевірки можливості поєднання нагрівання шихти шляхом спалювання рідкого палива (мазуту) і продувки ванни киснем з метою скорочення тривалості плавки при підвищених витратах металобрухту (на заводі застосовується попередній підігрів брухту в конвертері, який подовжує цикл плавки на 7-10 хв.).

Паливно-кисневу продувку здійснювали в наступному режимі: після загоряння факела протягом 7 хв. фурму тримали на висоті 1800 мм від рівня ванни, потім опускали до 1300 або 1140 мм, витрати кисню коливалися в межах 467-484 м<sup>3</sup>/хв. У першій половині плавки (до 9 хв.) витрати мазуту складали 170-280 л/хв., в період інтенсивного зневугльцювання його скорочували до 15 л/хв., тобто підтримували на рівні, що забезпечував функціонування контрольних вузлів системи подачі палива.

В результаті застосування паливно-кисневої продувки вдалося підвищити частку металобрухту в шихті на 18%, тобто, приблизно, на 85 кг/т чавуну при витратах мазуту ~ 14-15 кг/т. Згідно з розрахунками, термічний ККД мазуту при цьому склав 20%.

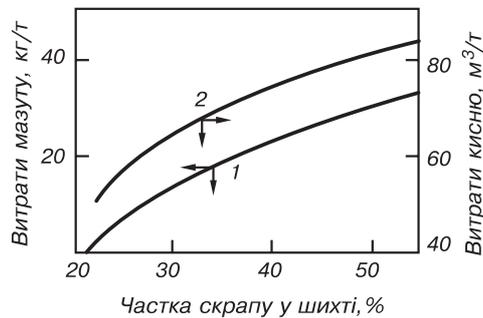


Рис. 7.20. Співвідношення між часткою металобрухту в шихті і витратами мазуту (1) і кисню (2)

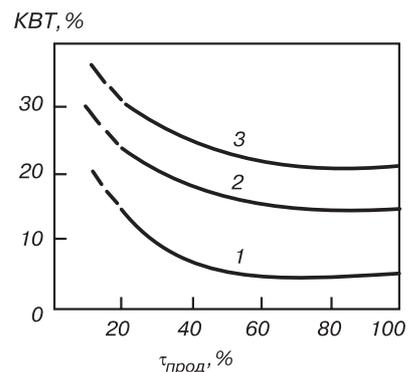


Рис. 7.21. Зміна коефіцієнта використання потенціального тепла палива в процесі конвертерної плавки: 1 – природний газ; 2 – мазут; 3 – твердий вуглець

При вдуванні природного газу разом з киснем в процесі конвертерної плавки рівень використання тепла (відношення тепла, засвоєного ванною, до всього затраченого) помітно нижчий, ніж мазуту, і складає 0,05-0,10 (5-10%), що досить близько до представлених вище результатів термодинамічних розрахунків.

Якщо ставиться задача збільшення частки металобрухту в шихті до 33-35%, то найраціональнішим режимом паливно-кисневої продувки, з точки зору досягнення максимального КВТ мінімальної втрати продуктивності агрегату, є короткочасна (протягом 2-3 хв.) продувка факелом із стехіометричним співвідношенням паливо-кисень з максимально допустимою газовідвідним трактом (за кількістю газів, що відходять), тепловою потужністю в межах 125-146 тис. кДж/т·хв.

Після закінчення інтенсивного прогрівання ванни витрати палива слід скоротити до мінімуму, зважаючи на його низьку теплотехнічну ефективність в середині і кінці плавки, особливо при використанні природного газу.

Крім того, з метою поліпшення теплового балансу, можливе комплексне застосування на початку конвертерної плавки паливно-кисневої продувки і твердого вуглецевмісного палива.

### Застосування карбідів кальцію і кремнію в конвертерному процесі

Застосування карбідів кальцію і кремнію в киснево-конвертерній плавці з метою збільшення частки металевого брухту в шихті досить широко випробувано в США, Японії, Бельгії, Австрії, Чехії, а також Росії при переділі вуглецевого напівпродукту у сталь (табл. 7.2). Як теплоносії і реагенти, карбіди кальцію і кремнію не рівнозначні. При окисленні  $\text{CaC}_2$  в конвертерній ванні по сумарній реакції  $\text{CaC}_2 + 1/2 (5-2\alpha)\text{O}_2 = \text{CaO} + 2[\alpha\text{CO} + (1-\alpha)\text{CO}_2] + Q$  виділяється 13490 кДж/кг ( $\alpha=0,8-0,9$ ). З урахуванням витрат тепла на нагрівання продуктів реакції, конвертерна ванна додатково одержує ~ 10680 кДж/кг, що достатньо для переплавки 7,6 кг брухту. В даному випадку термічний ККД чистого  $\text{CaC}_2$  складає 50%.

Утворення  $\text{CaO}$  в результаті окислення  $\text{CaC}_2$  дозволяє скоротити витрати вапна на плавку. При вмісті  $\text{CaO}$  у вапні ~ 90-95%, його економія може скласти 0,90-0,94 кг/кг  $\text{CaC}_2$ . Якщо врахувати, що тепло, затрачене на нагрівання утвореного  $\text{CaO}$ , корисно використано, то термічний ККД його як палива складе ~ 55%.

Таблиця 7.2

Деякі дані про роботу конвертерів з використанням у шихті карбідів кальцію і кремнію

Фірма (завод)	Єм- кість, т	Вид палива	Частка брухту в шихті, %		Витрати палива		Кількість брухту на 1 кг палива	Рівень засвоєн- ня маси палива, %
			звичай- но	з пали- вом	т/плав- ку	кг/т шихти		
“Pittsburg Steel Co”	180	78,1% $\text{CaC}_2$	32,5	40	4,53	21,9	5,6	73,0
“Vöest”	36	82% $\text{CaC}_2$	17,0	26,8	9,07	43,8	6,2	80,0
“Republic Steel Co”	180	80% $\text{CaC}_2$	30	40	9,75	18,3	6,4	85,5
“Cockerill Ourge Providens”	185	78% $\text{CaC}_2$	22,6	27,4	5,0	24,1	5,95	77,5
“Republic Steel Co”	175	100% $\text{SiC}$	–	до 46,0	2,0	9,2	6,2	80,0
НТМК	130	75% $\text{SiC}$	12	16,0	2,27	13,0	12,5	–
					–	–	6,0	–

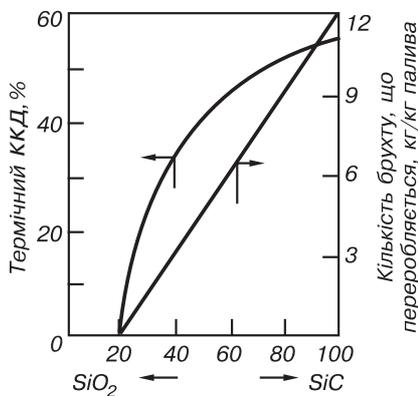


Рис. 7.22. Можливі значення термічного ККД карбіду кремнію (1) і кількість брухту, що переробляється (2), в залежності від вмісту SiC і SiO<sub>2</sub> у промислового карбіді

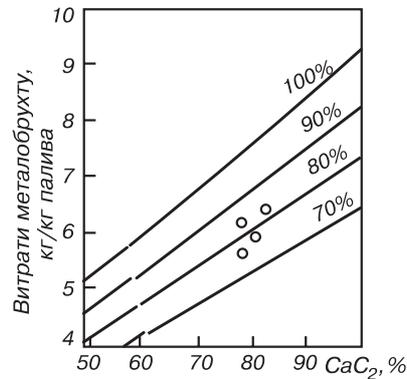
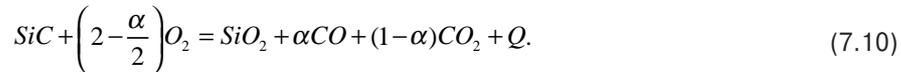


Рис. 7.23. Вплив вмісту CaC<sub>2</sub> у промислового карбіді кальцію на додаткові витрати металобрухту (точки – виробничі дані)

Введення в конвертерну ванну 1 кг чистого CaC<sub>2</sub> дозволяє додатково переробити до 9,3 кг сталевго скрапу.

Окислення чистого карбіду кремнію в конвертерній ванні описується реакцією:



В результаті виділяється 24200 кДж/кг і передається ванні ~ 20240 кДж/кг, що достатньо для переробки 14,4 кг металобрухту.

Проте для нейтралізації кремнезему необхідні додаткові витрати вапна.

Тепловий ефект окислення SiC, корисно використовуваний в умовах конвертерної ванни, складається із тепла окислення Si, C, ошлакування кремнезему з утворенням 3CaO·SiO<sub>2</sub> без врахування тепла газоподібних продуктів реакції, затраченого на нагрівання кремнезему і додаткової кількості вапна, і складає 17000 кДж/кг. З урахуванням цього, додаткові витрати металобрухту складають ~ 12 кг/кг, при цьому термічний ККД чистого SiC складе ~55%.

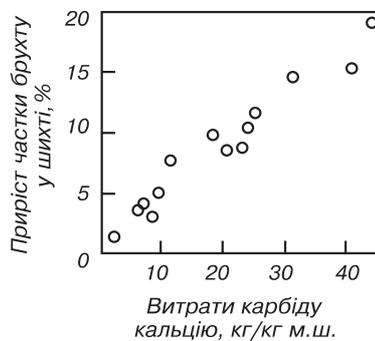
Теплотехнічні можливості технічного SiC у певній мірі залежать від вмісту в ньому чистого SiC.

На рис. 7.22 представлені можливі значення термічного ККД SiC в залежності від співвідношення в ньому SiC і SiO<sub>2</sub>.

При дослідженні технології конвертерного процесу з використанням твердого палива на основі карбідів, застосовували електротермічний карбід CaC<sub>2</sub>, що містить, %: 71-82 CaC<sub>2</sub>; 15-20 CaO; 2-3 SiO<sub>2</sub>; ~ 1,0 C; 0,01-0,02 P; 0,3-0,4 S. Карбід кремнію використовували у вигляді відходів абразивного виробництва, що містять 63% SiC, 37% SiO<sub>2</sub>; бою вогнетривких тиглів, застосовуваних у кольоровій металургії, в складі яких, %: 45,4-54,0 Si; 22,3-27,0 C; 1,6-2,3 Al; 4,9-3,4 Fe.

Згідно з результатами розрахунків, рівень використання карбідів кальцію у промислових конвертерах складає ~ 75-85% (рис. 7.23).

На рис. 7.24 представлені дані про вплив витрат CaC<sub>2</sub> (78-82%) на приріст частки металобрухту в шихті конвертерів. Не дивлячись на те, що залежність носить лінійний характер, існують чинники, що обмежують витрати CaC<sub>2</sub>.



**Рис. 7.24. Співвідношення між витратами карбіду кальцію і природом частки брухту в шихті**

Використання в конвертерах  $\text{CaC}_2$  приводить до збільшення тривалості продувки і плавки в цілому. За даними фірми «Pittsburg Steel Co», при частці брухту в шихті 180-тонного конвертера 40 і 51% і витратах  $\text{CaC}_2$  4,53 і 9,07 т на плавку тривалість її збільшилась, в порівнянні зі звичайною, відповідно на 10 і 14,6 хв.

Низька основність первинних шлаків, більший час дії шлаку на вогнетривку кладку, підвищені витрати плавикового шпату і вміст оксидів заліза в кінцевих шлаках 23,5%, у порівнянні з 17-19%, є причинами зниження стійкості футеровки на 20% при роботі конвертерів з часткою брухту в шихті 40% і на 40% - при підвищенні частки брухту до 51%.

При введенні в конвертерну ванну  $\text{SiC}$ , особливо в великих кількостях, різко зростає маса шлаку внаслідок додаткових присадок вапна. Це веде до погіршення умов служби футеровки, зменшення виходу придатного (з 88,3 до 87,9%).

Збільшення вмісту кремнезему у шлаку з 15,5% до 19,5% знижує рівень десульфурації металу з 53,5% до 38,0%.

Оптимальні витрати  $\text{SiC}$  для 175-тонних конвертерів складають 900 кг. Підвищення витрат  $\text{SiC}$  веде до зниження ефективності його використання, збільшення тривалості продувки.

Економічні дослідження варіантів конвертерного процесу при збільшенні частки металобрухту в шихті до 40% показали, що при використанні  $\text{CaC}_2$  і  $\text{SiC}$  собівартість конвертерної сталі зростає на 2,80 і 3,19 відповідно.

Застосування в конвертерній плавці технічного  $\text{CaC}_2$  і  $\text{SiC}$  економічно недоцільне. Проте утилізація і використання в конвертерному виробництві промислових відходів на основі (або містять)  $\text{CaC}_2$  і  $\text{SiC}$  може служити одним із методів поліпшення теплової роботи конвертерів. За кордоном вважають застосування карбідів в конвертерах виправданим лише при виконанні вигідних замовлень в умовах несподіваного дефіциту чавуну або для коригування температурного режиму конвертерної плавки зі збільшеними витратами металобрухту при попередньому його підігріві.

### Використання вугілля в конвертерному процесі

При виборі палива для використання в якості додаткового джерела тепла в конвертерному процесі слід враховувати його фізико-хімічні властивості, обумовлені необхідністю отримання максимального технологічного й економічного ефекту.

Карбіди кальцію і кремнію – матеріали ефективні з теплотехнічної точки зору, проте, висока вартість і несприятливий вплив на деякі технологічні параметри і показники процесу визначають їх нераціональність для конвертерної плавки.

Крім того,  $\text{CaC}_2$  і  $\text{SiC}$  – це продукти електротермічного виробництва, одержувані при значних енергетичних витратах. В основному,  $\text{CaC}_2$  застосовується для отримання ацетиленового газу і в виробництві гуми. Карбід кремнію використовується як високовогнетривкий матеріал при виробництві чорних і кольорових металів.

Газоподібні і рідкі вуглеводні (природний газ, мазут та ін.) є не зовсім дефіцитним паливом. Однак низькі коефіцієнти використання їх потенціального тепла при вдуванні у рідку конвертерну ванну підтверджують неефективність широкого застосування такого палива для регулювання теплового балансу протягом плавки.

Перспективними теплоносіями, застосування яких можливе безпосередньо у плавці, є тверді матеріали на основі вуглецю: вугілля, антрацити, кокс, електродний графіт та ін. Вони відрізняються порівняно високим КВТ вуглецю, відносно низькою вартістю і доступністю.

Із цих матеріалів перевага віддається вугіллю, зокрема, пісному, і антрацитам, оскільки вони найбільш повно задовольняють вимогам до палива для конвертерної плавки.

Антрацити і близькі до них за фізико-хімічними властивостями напівантрацити і пісне вугілля містять велику кількість вуглецю (до 90% і вище).

В країнах СНД запаси вугілля складають 8600 млрд. т, тобто більше половини світових запасів. У товарній продукції вугілля на долю антрацитів, напівантрацитів і пісного вугілля доводиться ~ 18%, що складає 120 млн. т на рік.

За діючою класифікацією вугілля, у тому числі пісне і антрацити (ГОСТ 19242-73), при видобуванні поділяється на класи з розміром кусків від 0 до 200 мм. Для використання його в кусковому вигляді достатньо вибрати клас, наприклад, Ш (0-6 мм), С (6-13 мм), М (13-25 мм) або СШ (0-13 мм), МСШ (0-25 мм), таким чином можна застосовувати паливо без додаткової його підготовки (дроблення, грохочення і т.д.).

В якості твердого палива в порошкоподібному вигляді краще використовувати вугільний пил або подрібнені антрацитні штиби, вартість яких приблизно в 10 разів нижча за вартість природного графіту.

Разом з антрацитами, напівантрацитами, пісним вугіллям можна застосовувати і продукти його переробки - термоантрацит, електродний графіт (бій електродів та ін.), а також кокс, відходи установок сухого гасіння коксу (УСГК).

Важливе значення має вміст у паливі шкідливих (S, P) і баластних (зола, волога) домішок, а також летких вуглеводнів.

Сірка, що міститься у вугіллі, складається з колчеданної ( $S_K$ ), сульфатної  $S_C$  до (0,1-0,2%) і, в основному, органічної сірки ( $S_{орг}$ ). В Донецькому вугільному басейні переважає вугілля середньосірчисте ( $S_{заг} = 1,5-2,5\%$ ), але ряд шахт і збагачувальних фабрик видобувають і виробляють малосірчисті антрацити ( $S_{заг}=1,0\%$ ). Видобуток пісного вугілля з низьким вмістом сірки в Донбасі обмежена. Частка антрацитів по Донецькому басейну складає ~ 21% від загальних запасів вугілля (або ~12 млрд.т).

Кузнецький вугільний басейн є одним з найбільших в СНД, має у своєму розпорядженні великі запаси вугілля різних марок – від бурого до пісного й антрациту із вмістом сірки від 0,3 до 0,65% і може бути основною сировинною базою, що забезпечує конвертерне виробництво якісним твердим паливом.

Фосфор міститься у вугіллі в незначних кількостях (0,003-0,005%). В донецькому вугіллі його вміст коливається в межах 0,003-0,004%, в кузнецькому - 0,01-0,05%.

Зола міститься у вугіллі, у тому числі в антрацитах, в кількості від 5-7 до 30% і більше. Проте в даний час практично все паливо, що видобувається, збагачують на фабриках. При цьому в більшості випадків вміст золи не перевищує 15%. До її складу входять негорючі домішки:  $CaCO_3$ ,  $MgCO_3$ ,  $CaSO_4 + 2H_2O$ ,  $FeS_2$ , силікатні з'єднання, рідкісні елементи. В залежності від складу, зола може бути тугоплавкою або легкоплавкою. Частіше температура плавлення золи не перевищує 1350-1400°C.

Волога, як і зола, є баластом, тому немаловажно, що пісне вугілля, напівантрацити і антрацити відрізняються меншою вологістю, ніж інші марки вугілля.

Вихід летких речовин, що складаються з вуглеводнів, для напівантрацитів й антрацитів Донбасу і Кузбасу за ГОСТ 8180-59 не перевищує відповідно 17 і 9% від горючої маси (330 і 200  $cm^3/g$ ) і, як правило, дорівнює половині цих величин.

Дослідження і промисловий досвід застосування сортового антрациту класів 6-13 мм (АС) в якості додаткового теплоносія в конвертерній плавці визначили вимоги до нього як до шихтового матеріалу, а саме: зольність  $A^B - \leq 15\%$ ;  $S_{заг} - \leq 1,2\%$  при витратах палива до 0,7-1,0% від маси металошихти і  $S_{заг} - 0,5-0,6\%$  при витратах палива  $> 1,0\%$  від маси металошихти.

Вміст летких речовин і вологи визначається діючими ГОСТами і ТУ для вказаного палива. В конвертерній плавці рекомендується використовувати антрацити і пісне вугілля фракціями від 6 до 25 мм, тобто марки і класи АС, ТС, АСМ, ТСМ.

Одним із способів введення твердого палива в рідку металеву ванну є вдування його в порошкоподібному стані у струмені газу-носія.

У практиці мартенівського і електросталеплавильного виробництва накопичений великий досвід вдування у ванну порошкоподібних матеріалів, у тому числі карбонізаторів, розроблені високопродуктивні пневможивильники і дуттєві пристрої. Випробувано вдування порошкоподібного вуглецю у ванну кисневого конвертера в процесі продувки.

Для навуглецьовування рідкої металеві ванни можуть бути використані різні матеріали: графіт, подрібнений кокс, електродний бій, мелений антрацит, вугільний пил, сажа. Основні вимоги, що пред'являються до них: високий вміст вуглецю, низький – сірки, фосфору, золи, легких речовин і вологи. Більш економічне застосування дешевих недефіцитних матеріалів, наприклад, антрациту, вугільного пилу.

Рівень засвоєння металеву ванною вуглецю порошку, що вводиться, визначається як режимом продувки (глибиною занурення фурми в метал, кутом нахилу до площини ванни, швидкістю витікання, глибиною проникнення газопорошкового струменя в рідку ванну, концентрацією порошку), так і технологічними чинниками: вмістом вуглецю в металі, температурою розплаву та ін.

Одним з основних чинників, визначаючих рівень засвоєння вуглецю карбонізатора металевим розплавом, є вміст у ньому вуглецю. За даними лабораторних експериментів, при питомих витратах графіту менше 0,2% і  $[C] < 0,15\%$  рівень засвоєння карбонізатора ( $\eta_C$ ) не перевищує 40%, що пов'язано зі значними витратами вуглецю графіту на розкислювання металу. У міру зростання вмісту вуглецю в розплаві  $\eta_C$  підвищується і досягає 90-95% при  $[C] = 0,3-0,4\%$ . Подальше збільшення вмісту вуглецю у ванні приводить до зниження ступеня його засвоєння із графіту до 40%.

В реальних умовах мартенівської плавки максимальний рівень засвоєння металом вуглецю порошку, що вдувається, звичайно складає 50-60%, досягаючи іноді 75%. Частина вуглецю витрачається на взаємодію з оксидами заліза шлаку і виноситься з ванни спливаючими бульбами газу.

Сельським В.І., при вдуванні порошкоподібного карбонізатора з об'ємною концентрацією 30-60 кг/м<sup>3</sup> у ванну мартенівської печі ( $[C] > 0,3\%$ ), отримані значення  $\eta_C = 55-75\%$ .

Концентрація порошку в газоносіїві значною мірою визначає продуктивність пневможивильника. В даний час завдяки розосередженню введення порошкоподібного карбонізатора в сталеплавильну ванну шляхом використання спеціального устаткування досягнута продуктивність установки 500-700 кг/хв. при об'ємній концентрації порошку 30-60 кг/м<sup>3</sup>. Швидкість навуглецьовування металу в 100-тонній мартенівській печі складає 0,2-0,35% С/хв.

В промислових умовах на 100- і 350-тонних конвертерах відпрацьована технологія плавки із вдуванням у рідку ванну через кисневу фурму, по окремому пілогозовому тракту, порошкоподібного вуглецевмісного палива.

Найпростішим способом введення твердого вуглецевмісного палива в конвертер слід вважати введення його в кусковому вигляді разом з металозавалкою або в процесі продувки через тракт сипких матеріалів.

Введення палива разом з металобрухтом можна здійснювати у складі скраповугільних пакетів і шляхом завантаження антрациту розсипом у конвертер через тракт сипких матеріалів до завалки металевого брухту.

Указані способи присадки твердого палива досліджені авторами у 150-тонних конвертерах комбінату «Криворіжсталь». Як паливо використовували донецькі антрацити класів АС (6-13 мм); АШ (0-6 мм). Вивчали динаміку і рівень засвоєння антрациту конвертерною ванною, ефективність його застосування для поліпшення теплового балансу плавки.

Скраповугільні пакети виготовляли шляхом сумісного пресування брухту і палива на пакетир-пресах типу Б101, БА-16-42 із силою обтиснення 1000 т. Для усунення втрат антрациту при пресуванні і транспортуванні пакетів, його у вигляді смолувугільної маси завантажували у прес-камеру на подушку з легкого скрапу. Як сполучний матеріал використовували кам'яновугільну смолу, що застосовується при виробництві смолозв'язаних вог-

нетривів (температура розм'якшення <85°C) або бітум марки Б-3 (температура розм'якшення ~ 50°C).

Після пресування скраповугільні пакети зовнішньо не відрізнялися від звичайних, їх магнітні властивості задовільні і не викликали ускладнень під час вантажно-розвантажувальних робіт. Деякі дані характеристики скраповугільних пакетів наведені в табл. 7.3:

Таблиця 7.3

**Характеристика скраповугільних пакетів**

Розмір пакетів, м	Маса пакета, т	Густина, т/м <sup>3</sup>	Вид палива	Маса антрациту		Кількість в'язучого	
				кг	% від маси пакета	кг	% від маси палива
0,8×0,7× ×(1,5-2,0)	2,0-2,5	1,8-2,5	Антрацит АС, АСШ	200-300 (до 500)	10-15 (до 20%)	12-15	5-6

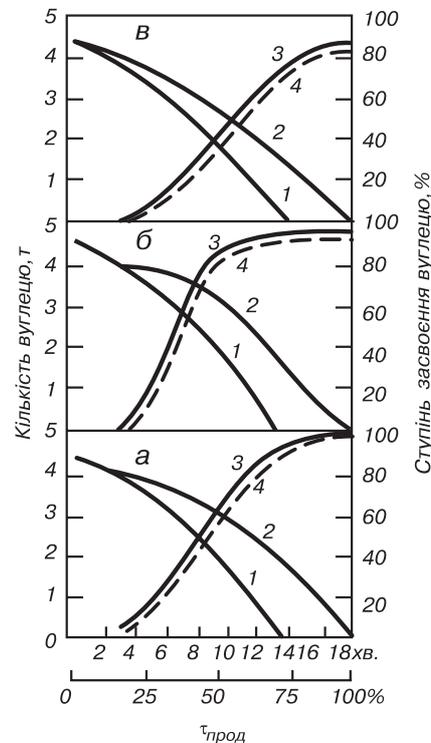
На рис. 7.25 представлена динаміка засвоєння вуглецю антрациту АС класів 6-13 мм ванною при різних способах його введення у 150-тонний конвертер. Сумарний ступінь засвоєння вуглецю палива ванною ( $\varphi_n$ ) визначається з балансу вуглецю в момент продувки:

$$M_v[C]_v + (M_b[C]_b \gamma_b) + (M_n C_n \varphi_n) = M_p[C]_p + \Delta C \quad (7.11)$$

де  $M_v, M_b, M_n, M_p$  – відповідно маса чавуну, брухту, палива, що витрачаються на плавку, і розплаву, отриманого в момент плавки;  $[C]_v, [C]_b, [C]_p, [C]_n$  – вміст вуглецю в чавуні, брухті, розплаві, твердому паливі;  $\gamma_b$  – частка брухту, що розплавився, від його загальних витрат,  $\Delta C$  – кількість вуглецю, що окислився в конвертері до даного моменту, яка визначається витратами конвертерних газів  $V_{кг}$  і їх складом.

**Рис. 7.25. Динаміка засвоєння вуглецю палива при різних способах його введення у ванну 150-тонного конвертера: на рідкий чавун до продувки (а); розсипом під металобрухт (б); у складі скраповугільних пакетів (в):**

- 1** - динаміка окислювання вуглецю чавуну;
- 2** - зміна кількості вуглецю в розплаві;
- 3** - сумарний ступінь засвоєння вуглецю палива ванною; **4** - ступінь засвоєння вуглецю палива металевим розплавом



З рис. 7.25 видно, що різні способи введення антрациту в конвертер відрізняються динамікою і повнотою засвоєння вуглецю ванною. Повніше засвоюється паливо у вигляді скраповугільних пакетів ( $\varphi_n = 95-98\%$ ) і при завантаженні антрациту під металобрухт ( $\varphi_n = 92-96\%$ ).

В останньому випадку засвоєння вуглецю палива рідкою ванною починається на 3-4 хв продувки і практично завершується на 10-11 хв. Введення палива на рідкий чавун не забезпечує високого рівня його засвоєння ( $\varphi_n = 90-92\%$ ); процес відбувається з 3 до 14-16 хв продувки. Проте даний спосіб організаційно найбільш простий і має ряд інших переваг.

Важливо відзначити, що при будь-якому способі введення антрациту в конвертерну ванну в кінці продувки паливо, яке не прореагувало, відсутнє, тобто воно використовується, виключаючи винос дрібних фракцій газами, які відходять, що складає від 2 до 8% від загальних витрат.

Не дивлячись на те, що термодинамічно немає значення, в якій ділянці рідкої ванни окислюється введене в конвертер паливо, у разі відсутності його в шлаках при однаковій їх окисленості в кінці продувки, бажано всіляко забезпечувати умови, що сприяють засвоєнню вуглецю палива металевою фазою. Це знижує втрати палива з виносом, раніше завершується його засвоєння, шляхом науглецьовування металевого розплаву, підтримується необхідний його перегрів над лінією ліквідусу. Зрештою, забезпечується більш раціональне й ефективне використання твердого вуглецевмісного палива в конвертерному процесі.

У перших дослідях по збільшенню витрат металобрухту за рахунок введення в конвертерну ванну вуглецевмісного палива використовували, головним чином, кокс.

Спалюючи в конвертері дрібний кокс за допомогою спеціальної фурми з кільцевим зазором для подачі палива, довели присадку брухту в 5-тонний конвертер до 31% від маси металошихти, у 30-тонний - до 40%. На кожні 100 кг зайвого металобрухту витрачали 23-25 кг коксу, рівень використання якого складав 70%.

У 60-тонному конвертері частка металобрухту в шихті була збільшена з 25,5 до 26,8% за рахунок додавання 300 кг коксу. Застосування подрібненого коксу у 175-тонних конвертерах забезпечує зниження частки рідкого чавуну на 0,9% при витратах палива 600 кг на плавку.

На НТМК випробувана технологія переділу вуглецевого напівпродукту в сталь з присадкою в конвертер до заливки рідкого металу доменного коксу фракцією 20-40 мм. За результатами дослідних плавок додатково перероблено 4 т брухту на одну тонну використаного палива.

В Японії проведені дослідження застосування в конвертерах з верхньою продувкою коксу різної крупності: з розмірами кусків 50-100 мм, 5-35 мм. У 80-тонному конвертері витрати коксу склали 5-35 кг/т. Встановлено, що найкращі результати отримані при невеликих кусках палива (5-35 мм).

Наведені дані і відповідні розрахунки показують, що введення в конвертерну ванну 1 т кускового або дрібного коксу дозволяє додатково розплавити 3,5-4,0 т металевого брухту. Ступінь використання маси палива складає 70-80%, термічний ККД, оцінений як відношення корисно використаного тепла до теплотворної здатності коксу, досягає 23-25%.

Окрім коксика, додатковим вуглецевмісним теплоносієм в конвертері можуть бути кам'яновугільний пек і сланці. Проте високий вміст летких вуглеводнів у кам'яновугільному пеку здатний викликати їх великі втрати і сильне вибивання факела з конвертера при заливанні чавуну, тому пек раціональніше застосовувати не в процесі плавки, а лише для попереднього підігріву брухту.

Сланці мають невисоку теплотворну здатність (14600-16760 кДж/кг) внаслідок значного вмісту золи. Їх застосування не може забезпечити істотного підвищення частки брухту в процесі. Шлакоутворюючі  $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , що вносяться із золою, хоч і сприяють формуванню активного шлаку, практично не знижують витрат вапна.

На Череповецькому металургійному комбінаті ЦНДІЧормет разом з УралНДІЧМ випробувана технологія виплавки сталі у 350-тонних конвертерах з присадкою в якості твердого вуглецевмісного палива промпродукту коксохімічного виробництва, що утворюється при збагаченні усередненої маси вугілля, яке поставляється з Воркутинських шахт (85%) і Кузбасу (15%). Матеріал характеризується високою зольністю (37,6-43,0%) і вологістю (7-8%). Усереднений склад промпродукту, %: 47,4 С; 2,78 Н<sub>2</sub>; 3,0 О<sub>2</sub>; 1,38 N<sub>2</sub>; 0,29 S; 37,6 золи і 7,6 вологи.

В результаті присадки у 350-тонний конвертер 1 т промпродукту (3 кг/т) частка металевого брухту зростає на 0,56% при зниженні частки рідкого чавуну в шихті на 0,83%. Встановлено, що при витратах 3 кг промпродукту на 1 т сталі економія рідкого чавуну складає 5-7 кг/т. Збільшення присадки вказаного палива до 3 т на плавку (8 кг/т) викликає труднощі при веденні плавки, тобто спостерігаються інтенсивне вибивання полум'я, спінення шлаку, викиди, що вимагають проміжного скачування шлаку. Це підтверджує необхідність регламентування вмісту золи і летких вуглеводнів у твердому вуглецевмісному паливі при введенні його безпосередньо в рідку ванну.

Найперспективнішим і якісним твердим паливом для кисневих конвертерів є порівняно дешеві антрацити і пісне вугілля.

У 70-х роках нами в умовах Криворізького металургійного комбінату проведені дослідження, розроблена і освоєна технологія конвертерного процесу зі збільшеною до 30-33% часткою металобрухту в шихті і використанням у плавці антрациту. У подальшому ДметІ, ІЧМ і ДонНДІЧМ виконана промислова перевірка цієї технології на Криворізькому і Єнакієвському меткомбінатах.

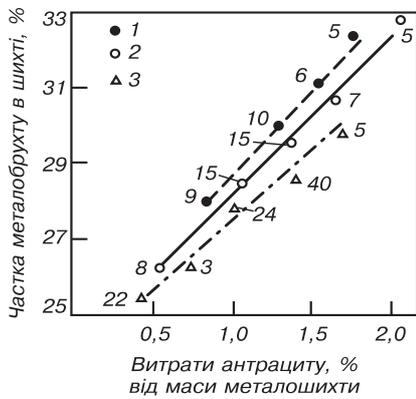
В даний час технологія конвертерної плавки, з використанням у шихті твердого кускового вуглецевмісного палива (антрациту і пісного вугілля), ухвалена галуззю як один з найпростіших і ефективних заходів по зниженню витрат рідкого чавуну в конвертерному виробництві сталі.

В дослідженнях ДметІ на комбінаті «Криворіжсталь» використовували антрацити Донбасу класів АС і АШ (фракції 6-13 і 0-6 мм відповідно), випробували пісне вугілля марки ТС. Склад антрациту Донбасу, використовуваного в конвертерній плавці, характеризувався наступними показниками, %: 85-90 - С, 6-10 - золи (для АШ - до 15), 0,6-1,0 - S; 3,0-3,5 - летких; 3-4 - вологи. Середня теплота згоряння робочої маси такого палива складає ~ 32000 кДж/кг.

Дослідили вплив витрат твердого палива, а також способів його введення в конвертерну ванну на витрати брухту і рідкого чавуну, динаміку й особливості конвертерної плавки.

Залежність частки металевого брухту в шихті від витрат антрациту і способу його введення в конвертер наведена на рис. 7.26. Найефективнішим за результатами, але складнішим по підготовці є введення палива в конвертер у складі скраповугільних пакетів. Введення 1 кг палива таким способом дозволяє переплавити 4,7-5 кг металобрухту або додатково використати у плавці до 3,5-3,7 кг брухту і знизити витрати рідкого чавуну на відповідну величину. Високої ефективності використання палива досягають при його введенні розсіпом у конвертер до завалки металобрухту і заливки чавуну. Введення в конвертер 1 кг антрациту підвищує витрати брухту і знижує витрати рідкого чавуну на 3,3-3,45 кг. При завантаженні антрациту на рідкий чавун до або на початку продувки цей показник складає 3,0-3,3 кг.

Використання в конвертерній плавці малосірчистого (S<1,0%) антрациту марки АС у кількості до 2,0-2,5% від маси металошихти дозволяє збільшити частку брухту в шихті конвертерів з 24-25 до 30-32%. В описуваних дослідженнях обмежились такими витратами палива і металобрухту у зв'язку з додатковим надходженням сірки з паливом і подовженням продувки на 2-3 хв.



**Рис. 7.26. Залежність частки металового брухту в шихті від витрат антрациту:**  
**1** - при використанні скраповугільних пакетів; **2** - при завантаженні твердого палива до завалки металобрухту; **3** - при введенні антрациту на рідкий чавун

Використання антрацитового штибу (класів 0-6 мм) виправдане лише при введенні його під металобрухт. При завантаженні штибу на рідку ванну відмічається значне його винесення газами, що відходять.

При оцінці теплової роботи твердого палива, що вводиться в конвертер, його термічного ККД, виходили з балансових співвідношень, що пов'язують витрати брухту і палива з його введенням в конвертер і без нього. При постійній масі чавуну на плавку при введенні палива в конвертер витрати металобрухту визначаються як

$$M_6^1 = M_6^0 + (M_n Q_H \eta_n / q_6),$$

де  $M_6^1$  і  $M_6^0$  – витрати брухту на плавку при введенні палива в кількості  $M_n$  при його теплоті згоряння  $Q_H$  і  $\eta_n$ ;  $q_6 = 1400$  кДж/кг - кількість тепла, необхідного на нагрівання і плавлення 1 кг брухту. При заміні в шихті частини чавуну металобрухтом його витрати на плавку виражатимуться рівнянням:

$$M_6^1 = M_6^0 M_q^1 / M_q^0 + (M_n Q_H \eta_n / q_6), \tag{7.12}$$

де  $M_q^0$  і  $M_q^1$  – маса чавуну при звичайній роботі і з введенням у конвертер палива.

При підтримці постійної садки конвертера цей вираз набуде такого вигляду:

$$M_6^1 = M_6^0 + [M_n Q_H \eta_n] / q [1 + (M_6^0 / M_q^0)]. \tag{7.13}$$

Розрахунки, виконані з урахуванням результатів дослідних плавок з введенням в конвертер антрациту і звичайних плавок, показують, що фактичний  $\eta_n$  складає 20-22,5%; максимальний теоретичний  $\eta_n^{\max}$  при повному засвоєнні палива – 22-25%. Таким чином, реальний рівень засвоєння твердого палива конвертерної ванни складає 85-95%.

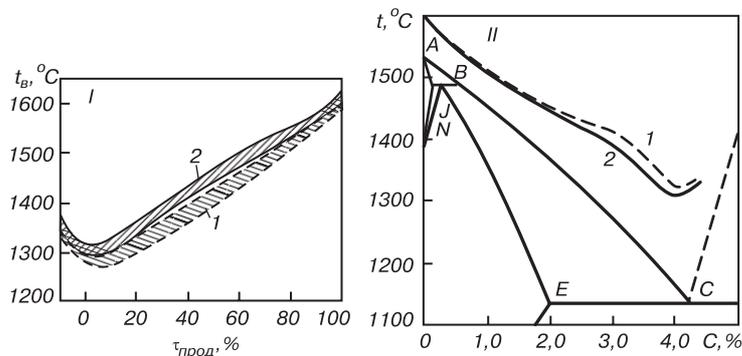
Указані значення рівня засвоєння маси твердого палива конвертерної ванни добре узгоджуються з додатковими витратами кисню і відповідним подовженням продувки при введенні в конвертер твердого вуглецевмісного палива.

Деякі технологічні особливості плавки з введенням у ванну вугілля показані на рис. 7.27 і 7.28.

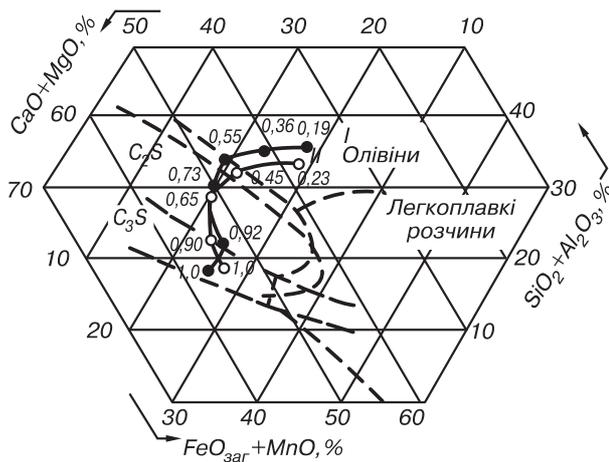
Зі збільшенням витрат вугілля зростає тривалість продувки і плавки, однак втрати продуктивності частково компенсуються зменшенням простоїв через затримку подачі чавуну.

В процесі продувки температура ванни на плавках із застосуванням вугілля і підвищеною часткою брухту нижча, ніж на звичайних (рис. 7.27), протягом більшої частини плавки, але внаслідок навуглецювання ванни твердим паливом перегрів металу над лінією ліквідусу практично не змінюється (рис. 7.27).

Шлакоутворення на плавках з підвищеною часткою металобрухту в шихті дещо відрізняється від звичайного (рис. 7.28). Зниження основності в першій третині продувки обумовлене особливостями температурного режиму і більш низьким вмістом оксидів заліза у шлаках плавки з введенням у ванну твердого палива. Починаючи з другої третини плавки, шлако-



**Рис. 7.27.** Зміна температурного режиму (I) і рівня прогрівання ванни над лінією ліквідусу (II) в процесі плавок з підвищеною часткою брухту в шихті до 30% та введенням антрациту (1) і звичайних – з витратою брухту ~25% від маси металошихти (2)



**Рис. 7.28.** Зміна складу шлаку в процесі продувки: I - підвищені витрати металобрухту до 32% і введення у ванну твердого палива; II - витрати металобрухту 24% від маси металошихти (цифри біля точок - частка тривалості продувки)

утворення на дослідних і порівняльних плавках проходить приблизно однаково і завершується при складі шлаків, відповідному зоні переважання трикальцієвого силікату (рис. 7.28). Витрати вапна при присадці вугілля зростають на 3,3 кг/т сталі, що дещо перевищує економію вапна, пов'язану зі зниженням витрат чавуну. При введенні антрациту із вмістом 1,0-1,2% S в кількості до 1 т на плавку вміст [S] підвищується на 0,002-0,007% при першій повалці конвертера і на 0,002-0,004% - в готовій сталі.

Використання в конвертерній плавці кузнечких антрацитів або пісного вугілля, що містять > 0,5% S, до помітного підвищення концентрації сірки в сталі не приведе.

В процесі промислових випробувань технології конвертерної плавки з введенням у ванну твердого палива і при її освоєнні на ряді підприємств галузі не відмічається зниження стійкості футеровки конвертерів. Більше того, зниження кількості плавок, що вимагають додувок, передуву металу для коригувань температурного режиму при використанні твердого палива в шихті конвертерів, скорочується.

Контроль теплової роботи газоходу кесона і фурми показав, що тверде паливо згоряє в порожнині конвертера.

Температура циркуляційної води у газоході по одній (чисельник) і іншій (знаменник) нитках на вході (I) і виході (II) при проведенні дослідних (А) і звичайних (Б) плавок змінюється незначно, %:

АІ	БІ	АІІ	БІІ
90-96	85-94	128-140	125-135
70-83	68-83	107-120	106-115

Перепад температури води на вході і виході з кесона на дослідних і звичайних плавках складає 18,5 і 18,7°C.

Таким чином, робота конвертерів з використанням в шихті антрациту АС в кількості 5-15 кг/т сталі підтвердила ефективність такої технології, тобто витрати чавуну знижуються на 2,5-3,6 т на 1 т введеного у ванну вугілля.

Східним філіалом Інституту чорної металургії (м. Новокузнецьк) розроблено устаткування і технологію конвертерної плавки із вдуванням в конвертерну ванну в процесі продувки пиловугільного палива. Верхня киснева фурма забезпечена додатковим трактом для подачі пиловугільного палива у струмені несучого газу (повітря, нейтральних газів).

Реалізація такої технології на 160- і 350-тонних конвертерах показала наступні результати. При вдуванні в конвертерну ванну пилоподібних відходів установок сухого гасіння коксу в кількості 11,3 кг/т сталі питомі витрати рідкого чавуну знизились з 816,6 до 796,5 кг/т сталі при підвищенні витрат металобрухту з 299 до 323 кг/т. Збільшення часу продувки склало 0,5 хв. Вміст сірки в металі перед розкислюванням на 0,003% вищий, ніж при звичайній технології. В цілому інші показники процесу - на рівні поточного виробництва. Відзначається значний абразивний знос пилогазового тракту в кисневій фурмі (стійкість фурми склала 37 плавок).

Варіант технології конвертерної плавки із вдуванням у ванну пиловугільного палива за допомогою верхньої фурми складніший, ніж з присадками кускового вугілля в конвертер разом з брухтом або в процесі кисневої продувки. Він вимагає установки складного обладнання для зберігання і транспортування псевдозрідженого палива, його підготовки.

Ефективність введення твердого вуглецевмісного палива в конвертерну ванну істотно зростає при організації часткового допалювання СО до СО<sub>2</sub>. Така технологія буде знаходити все більше застосування, особливо при реалізації процесу з комбінованою продувкою киснем зверху і нейтральним газом знизу.

### **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 карбиду 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<sub>мет</sub>; 17,0 Si<sub>мет</sub>; 1,0 Fe<sub>мет</sub>; 18,0 SiC; 2,9 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 2,0 SiO<sub>2</sub>; 30,0 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 2,0(Na+K); 0,1 TiO<sub>2</sub>.

Структура такого шлакометалевого конгломерату представляє собою каркас карбиду, обрамований металопоподібною і мінеральною фазами.

Внаслідок наявності металевого алюмінію і кремнію, їх карбідів шлаки представляють екзотермічний матеріал із флюсоуючою добавкою у вигляді наявних і утворюваних алюмініатів, 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  $\sim 18820$  кДж/кг. Проте, з урахуванням витрат тепла на нагрівання продуктів окислення, баластних домішок, корисно може використовуватися  $\sim 15780$  кДж/кг, тобто при 100% засвоєння його маси конвертерною ванною можна переробити  $\sim 11,0$  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  $\sim 700$  кг сталі. Ступінь засвоєння ванною екзотермічного шлаку АК-45, визначений при зіставленні дійсної його теплової дії на результати плавки і розрахункової складала  $\sim 80\%$ .

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.

## 7.2. Конвертерна плавка з підвищеними витратами брухту, введенням нейтрального газу знизу і кисню - зверху

Для приведення в дію важливого теплового резерву конвертерної плавки, яким є допалювання СО в порожнині агрегату, необхідно вести продувку з малою кількістю або відсутністю шлакової піни при інтенсивному перемішуванні металу і шлаку, що виходить з розд. 7.1.1. Більшою мірою, ніж при верхній продувці, цього вдається досягти в конвертерах з комбінованою подачею кисню зверху і навіть невеликих кількостей газу знизу. Вітчизняна і зарубіжна практика показала, що поєднання верхнього дуття і донного перемішування поліпшує ряд металургійних характеристик конвертерної плавки і якість сталі, оскільки дозволяє комплексно використовувати переваги продувки зверху і знизу. Ці переваги полягають у властивих конвертерам з донним дуттям великих потужності і рівномірності перемішування ванни, розосередженні дуття (велика кількість фурм), значному наближенні системи шлак-метал до рівноваги, спокійному перебігу продувки, високому виході придатної сталі; можливості переробки (при донному дутті) будь-якої кількості брухту; меншому димовиділенні в порівнянні з лише верхньою продувкою; легкому регулюванню окисленості шлаку за допомогою верхньої фурми, забезпеченні швидкого розчинення вапна, меншому винесенні крапель металу, ранній дефосфорації і т.п.

В результаті донно-верхня продувка комплексно вирішує задачу радикальної його зміни, що стоїть перед конвертерним процесом, у напрямі більшої технологічної гнучкості по складу шихти, що переплавляється, сортаменту сталі, що виплавляється, при значному поліпшенні техніко-економічних показників за рахунок зниження енергоємності процесу, збільшення виходу рідкого металу, зниження витрат феросплавів, зменшення окисленості шлаку й вигару заліза.

Уперше в країнах СНД в промислових умовах комбінована продувка освоєна на ЗСМК. Для цього здійснено переобладнання трьох 160-тонних конвертерів. Використовується також двоярусна фурма, застосування якої дозволяє підвищити ступінь допалювання газів, що відходять, у порожнині конвертера (вміст СО<sub>2</sub> збільшується з 12 до 24%) і направити у рідкий метал потік додаткового тепла. Розроблена технологія дозволяє скоротити витрати чавуну на 30-35, вапна - на 4-5, плавикового шпату - на 1,4-1,7 кг/т сталі при такій же тривалості продувки, як у конвертері з верхнім дуттям. При роботі комбінованим методом із звичайною верхньою фурмою ефективність процесу знижується (вміст СО<sub>2</sub> у газах, що відходять, зростає лише до 17%), і економія чавуну складає 10-22 кг/т.

В якості донних фурм для подачі нейтрального газу випробувані периклазовуглецеві і обпалені периклазові вогнетривкі блоки довжиною 380-800 мм як багатоканальні - з числом каналів 3-49, так і одноканальні з діаметром каналу у вогнетриві 3-8 мм, із запресованою металевією трубою діаметром 5 і 8 мм. Досліджено 8 варіантів розміщення окремих фурм у днищі конвертера, при цьому їх кількість змінювалась від 4 до 10, а питома газове навантаження на кожну - від 0,7 до 2,85 м<sup>3</sup>/хв. Найбільша стійкість фурм досягнута на сьогодні при використанні одноканальних периклазографітових блоків довжиною 800 мм із запресованою в них металевією трубою діаметром 5 мм.

Випробувані також різні види вогнетривів для футеровки прифурмених і міжфурмених зон днища; смоломагнезитові, периклазовуглецеві на смоляній зв'язці, периклазохромітові на основі плавленого периклазохроміту і периклазовуглецеві на синтетичній зв'язці. Найбільшу стійкість показали вогнетриви останніх 2 видів.

При відпрацюванні комбінованого процесу продувки у 350-тонних конвертерах ЧерМК і ЦНДІЧормет знайдена можливість керування режимами формування гарнісажу, які визначають швидкість зносу донних фурм (рис. 7.29). Встановлено обов'язкову умову успішної реалізації нової технології: систематичний контроль швидкості зносу вогнетривів днища і стану гарнісажу. Вимір залишкової довжини вогнетривких блоків металевими щупами в



**Рис. 7.29. Швидкість зносу вогнетривких моноблоків в процесі кампанії конвертера (цифри біля кривих – в середньому за плавку, мм)**

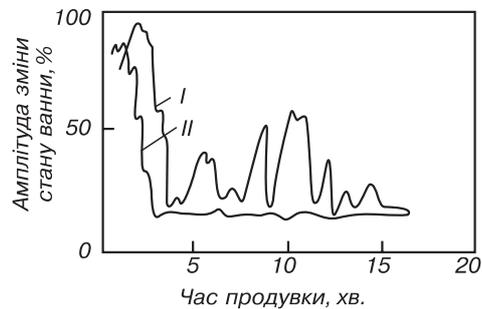
умовах безперервного виробництва спричинює затримку (10-15 хв.), тому може частково вирішити це питання. Сучасні досягнення науки і техніки дозволяють знайти найприйнятніші методи контролю зносу футеровки, наприклад, на базі вітчизняної голографічної або надвисокочастотної техніки.

Найневідкладніші технічні проблеми пов'язані з відпрацюванням систем автоматизації і керування процесом комбінованої продувки. Спрогнозована теоретично і підтверджена дослідними автостабілізація конвертерної плавки (рис. 7.30) створює умови для ведення продувки в режимі управління від ЕОМ. Надійність роботи гарантується коригуванням процесу (при необхідності) короткочасним (на 20-30 с) збільшенням витрат газу через днище конвертера. Доробки вимагає логічна схема керування подачею газів для донного перемішування з метою спрощення самого керування, а також економічних витрат аргону. Досвід показує, що витрати аргону на плавку можуть бути скорочені на 0,2-0,3  $\text{м}^3/\text{т}$  сталі за рахунок його більш раціонального використання і застосування лише для інтенсивної короткочасної продувки металу протягом 1-2 хв. після відключення подачі кисню.

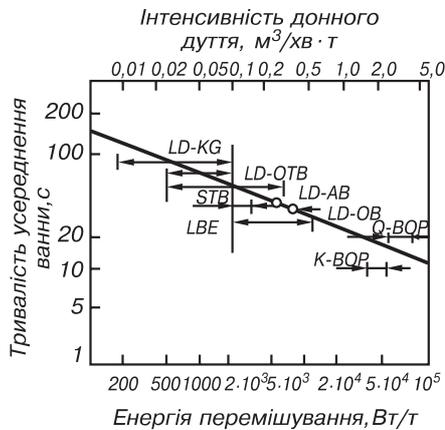
На ЧерМК встановлено, що при подачі нейтральних газів через днище конвертера можуть досягатися (додатково до виявлених на ЗСМК): автостабілізація процесу і виключення викидів металу і шлаку з конвертера; збільшення виходу придатного металу на 0,25-1,5%; зменшення окисленості кінцевого шлаку пропорційно часу продувки металу нейтральним газом (без подачі кисню); зниження витрат феросплавів на 5-8%.

Проте в розглянутих вище роботах поки що не виявлені всі резерви комбінованої продувки із вдуванням нейтрального газу через днище. Для підтвердження скористаємося результатами узагальнення досвіду і більш пізніх досліджень зарубіжних авторів, враховуючи, що деякі фірми у ряді випадків вміщують інформацію з рекламною метою.

Кожне із зарубіжних металургійних підприємств дає відпрацьованому ним технологічному варіанту свою назву (рис. 7.31). Процеси об'єднує загальна ідея – верхня киснева продувка в поєднанні із вдуванням через днище нейтрального газу, а розділяє, в основному, інтенсивність подачі перемішуючого газу і, в меншій мірі, тип донних дуттєвих пристроїв, їх розміщення. Залежно від витрат донного дуття, тривалість усереднення металевої ванни за складом і температурою неоднакова для різних

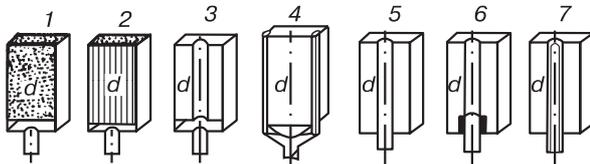


**Рис. 7.30. Стабілізація процесу: I – без подачі нейтрального газу; II – з подачею нейтрального газу через днище конвертера**



**Рис. 7.31. Залежність тривалості усереднення ванни від енергії перемішування й інтенсивності донного дуття; наведені назви технологічних варіантів**

різняться також по величині щілини (діаметру) вихідного отвору. Якщо ця величина менше 2 мм (див. рис. 7.32, поз. 1, 2, 4, 7), метал в отвір не затікає навіть при припиненні подачі газу, що дає можливість змінювати витрати нейтральних газів через днище в досить широких межах. До цієї групи відносяться пристрої з пористими вогнетривками



**Рис. 7.32. Конструкції пристроїв для подачі нейтрального газу через днище**

пори́стих вогнетривких блоків має свої переваги і недоліки. Донні фурми у вигляді трубок більш надійні, прості за конструкцією при виготовленні і експлуатації, проте через них в процесі плавки необхідно безперервно подавати газ для запобігання затікання рідкого металу. Крім того, донне дуття необхідно подавати відразу після завалки металобрухту і заливання чавуну і не припиняти при повалці конвертера. В той же час через пористі блоки дуття може подаватися у будь-який момент плавки.

Оптимальними донними фурмами ряд фірм («Tissen Stahl, ФРН; «Vöest Alpine», Австрія; «Kawasaki Steel», Японія та ін.) називають останнім часом одиночні сталеві трубки, очевидно, вважаючи їх переваги більш вагомими. Продувка знизу при впроваджених варіантах ведеться азотом і аргоном – побічними продуктами власного (частіше всього) виробництва киснем. Кількість донних фурм, їх розташування і внутрішній діаметр визначаються ємкістю конвертера і необхідною інтенсивністю продувки; звичайно у днищах 60-400-тонних конвертерів монтують 4-24 одиночних фурми по окружності діаметром, що не перевищує 0,7 діаметра внутрішньої порожнини конвертера, або 4-16 пористих вогнетривких блоків. Тиск газу, що вдувається, залежить від діаметра фурми, глибини ванни, бажаного ефекту перемішування й умов забезпечення її високої стійкості: >1,5 (до 5,0) МПа для одиночних труб

варіантів процесів. Найбільша швидкість перемішування досягається у донному і комбінованому процесах, для яких характерні і найбільші питомі витрати донного дуття.

Були випробувані різні способи вдування перемішуючого газу: через керамічні пористі блоки, блоки в металевих касетах, коаксіальні і прості сталеві трубки з подачею N<sub>2</sub>, Ar, CO, стислого повітря і колошникового (доменного) газу з інтенсивністю від 0,01 до 0,30 м³/хв·т (рис. 7.32).

Дуттєві пристрої, показані на рис. 7.32, можна поділити за способом підведення газу на касетні 1-3 з вогнетривким блоком d, вкладеним у металеву касету з листової корозійностійкої сталі товщиною 1,5-2,5 мм, і безкасетні 4-7, в тому числі із зовнішнім розташуванням фурм (4), із закладною деталлю (6), з металевою наскрізною трубою (5) і з металевою трубою, всередині якої розташований вогнетривкий стержень (7). В експлуатації більш надійні безкасетні пристрої, касетні можуть вийти з ладу внаслідок розриву касети. Пристрої

з пористими вогнетривками 1, з вогнетривками з великим числом отворів невеликого діаметра 2, металеві вилкоподібні фурми 4 з вихідним перерізом (1-1,5) x (10-15) мм, металеві фурми зі вставленою вогнетривкою вкладкою (7). Технологічні гази підводяться до донних дуттєвих пристроїв через цапфи конвертера.

Застосування трубок замість

$i \leq 0,6$  МПа - при пористих блоках. Контроль витрат і тиску донного дуття здійснюють або одночасно для всіх фурм, або, що краще, за допомогою індивідуальних пристроїв для кожної окремо. У разі необхідності, передбачена подача через фурми порошкоподібних матеріалів: вугілля, вапна, рідше (в Японії) вапняку, окалини.

Весь процес продувки, особливо співвідношення в процесі її донного і верхнього дуття, здійснюється за допомогою ЕОМ. На основі статичної моделі розраховують склад шихти. Статична модель основана, наприклад, на розв'язанні 4-х рівнянь для балансів заліза, кисню, шлакового і теплового.

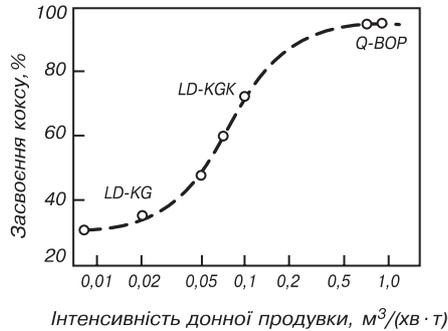
Протягом продувки використовують динамічну модель, яка основана на визначенні складу газів, що відходять, ( $O_2$ ,  $H_2$ ,  $N_2$ ,  $CO$  і  $CO_2$ ), і швидкості їх видалення з конвертера. Її ціллю є визначення кінцевого вмісту вуглецю і теплових поправок. Для підвищення ефективності контролю використовують допоміжну фурму (зонд), що дозволяє одержувати інформацію про концентрації вуглецю і температуру металу. Застосування зонда ще більш виправдано, ніж при верхній продувці, оскільки із-за донного перемішування розкид даних у складі і температурі ванни незначний.

Працюючи з пористими вогнетривкими блоками у днищі, підкреслюють, що немає необхідності в донному дутті протягом усієї кисневої продувки. Перемішувачий газ подають за кілька хвилин до закінчення кисневої продувки і припиняють подачу через 1-2 хв. після неї при виробництві рядових сталей і через 4-8 хв. – сталей із вмістом  $[C] < 0,02\%$ . Донна продувка після закінчення кисневої тим ефективніша, чим вище до неї було добуток  $[C] \times [O]$ , більші витрати нейтрального газу і нижче задана концентрація  $[C]$  у сталі.

По аналізу роботи з одиночними донними фурмами слід зазначити наступне. При інтенсивному перемішуванні ванни з початку конвертерної плавки зростає вміст  $[Mn]$ , різко знижується окисленість шлаку, але можливе деяке підвищення вмісту  $[P]$  в кінці плавки порівняно з верхньою продувкою (на 0,003-0,005%). Якщо інтенсивно перемішувати ванну в кінці плавки при незначній зміні окисленості шлаків, то вміст  $[Mn]$  зменшується на 0,007-0,008% і  $[P]$  - на 0,006-0,010%. Позитивним моментом можна вважати досвід роботи зі збільшеним діапазоном зміни витрат донного дуття при продувці, тобто плавку починають з витратами 0,005, збільшуючи його в кінці до 0,2 м<sup>3</sup>/хв·т, для чого використовують компресор, що підвищує тиск перемішувачого газу від 1,5-2,0 до ~ 5,0 МПа. Це запобігає заливанню донних фурм розплавом, значно знижується вміст ( $Fe_{заг}$ ), що особливо важливо при подовженні заключного етапу продувки при виробництві особливих низьковуглецевих сталей.

Комбіновані процеси є гнучкими відносно вихідних матеріалів. Наприклад, можлива переробка чавуну з низьким вмістом Si (<0,3%) і Mn (~ 0,15%), завдяки чому витрати вапна знижуються, порівняно з верхньою продувкою, з 60 до 40 кг/т. Допустимий діапазон хімічного складу брухту тут також ширший. Не остерігаючись порушення нормального перебігу плавки і зниження продуктивності конвертерів, можна використовувати брухт різної якості, в тому числі з високим вмістом Si і Al. Низький вміст Si і Mn в чавуні, зменшене окислення заліза, а також охолодження ванни перемішувачим газом на 30-40°C привели на заводах фірми «Tissen Stahl» до деякого зниження частки брухту в шихті (~ на 5 кг/т сталі), тому застосували вуглецевмісні матеріали і вжили заходів до допалювання CO до CO<sub>2</sub> в конвертері. У світовій практиці поступово нагромаджується досвід використання вуглецевмісних матеріалів при комбінованій продувці, присадка яких в конвертер поліпшує тепловий баланс, причому, тим більше, чим вище інтенсивність донного перемішування (рис. 7.33). Введення в метал 1 кг вуглецевмісного матеріалу дозволяє додатково переплавляти в середньому 4,5 кг металобрухту.

Характерними рисами комбінованих процесів є швидке загоряння плавки і мала кількість викидів внаслідок ефективного перемішування ванни. Це дає можливість збільшити інтенсивність подачі кисню і, в свою чергу, приводить до скорочення тривалості продувки (як правило, на 2 хв). Положення звичайної кисневої фурми вище, ніж при верхній продувці,



**Рис. 7.33.** Залежність ступеня засвоєння коксу, що вводиться в конвертер, від інтенсивності перемішування ванни



**Рис. 7.34.** Залежність ступеня допалювання CO у 250-тонному конвертері від висоти підйому продувної фурми: 1 – звичайної конструкції; 2 – приспосованої для допалювання CO

оскільки розподіл потоків в металевій, шлаковій і газовій фазах відрізняється і дозволяє помітно допалювати CO до CO<sub>2</sub> (рис. 7.34) без негативних побічних ефектів.

При комбінованих процесах шлак містить більше оксидів заліза на початку продувки і менше в кінці, ніж при лише верхній продувці (на 4-8% за інших рівних умов). Реакції видалення фосфору з металу завдяки більш інтенсивному перемішуванню ванни наближаються до рівноваги, що дозволяє провести досить глибоку дефосфорацію без збільшення витрат вапна і оновлення шлаку, тобто за наявності у чавуні 0,06% P в готовій сталі міститься менше 0,003% P. Наближення процесів до рівноважних дає можливість підвищити точність «попадання» в задані межі за хімічним складом і температурою а, отже, скоротити тривалість плавки. Зменшується кількість плавок із додувками, що дозволяє уникнути підвищеного вмісту азоту в металі, особливо у разі виплавки низьковуглецевої сталі, поліпшується якість сталі. В результаті зниження окисленості металу і шлаку економія розкислювачів і легуючих добавок, залежно від марки сталі, досягає 5-30%.

Внаслідок зниженого вмісту оксидів заліза і марганцю у шлаку, скорочення втрат з викидами вихід придатного при комбінованих процесах збільшується на 0,5-1%. Завдяки більш спокійному перебігу продувки, менш окисленому і не такому агресивному шлаку стійкість футеровки конвертерів зросла на 20-40%, а в окремих випадках - до 80% і складає на європейських заводах більше 2000 плавок; питомі витрати вогнетривів при цьому знизилися на 80%. Причому, стійкість футеровки днища не зменшилась і відповідає стійкості футеровки інших елементів конвертера. Стійкість верхніх кисневих фурм збільшилась удвічі.

Для виробництва сталі з особливо низьким вмістом сірки і фосфору на австрійських заводах розроблена технологія комбінованого процесу з двократною продувкою і оновленням шлаку (рис. 7.35). Після закінчення періоду продувки метал нагрітий приблизно до 1650°C, що дещо нижче за температуру випуску (1680°C). В цей час скачують частину шлаку і досаджують вапно. Потім інтенсивно перемішують ванну інертним газом для досягнення необхідної концентрації [P], при цьому знижується температура. Охолоджений метал нагрівають шляхом продувки киснем з одночасною подачею інертного газу через днище. Вміст [O] під час другого періоду продувки зростає незначно – в середньому на 0,065%. Сталь випускають з використанням пристрою для пневматичного відсічення шлаку і залишення частини металу в конвертері; [P] в готовій сталі звичайно ≤ 0,005%, [S] – 0,003%.

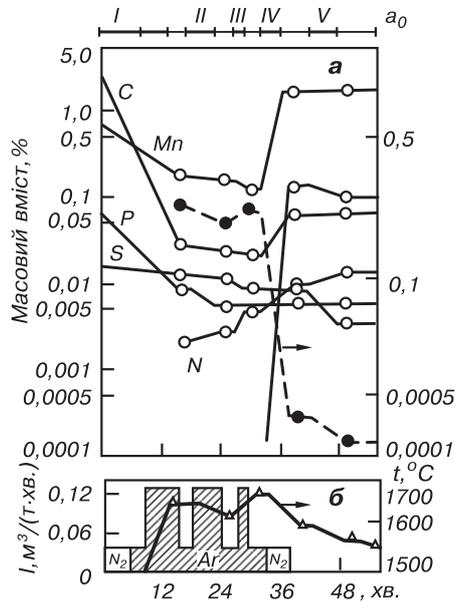


Рис. 7.35. Зміни температури металу (б) і вмісту різних елементів в процесі плавки (а)

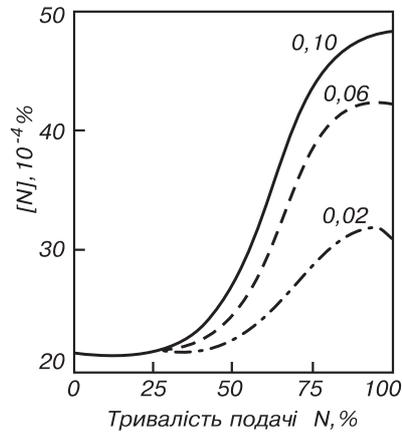


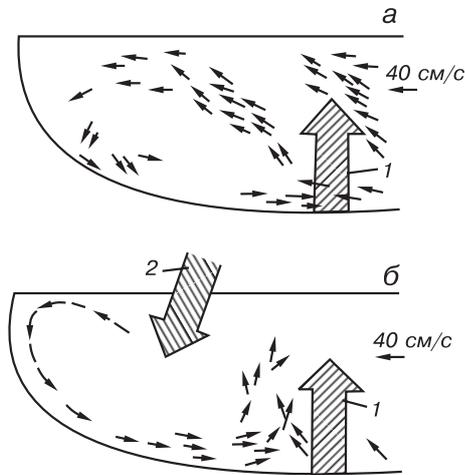
Рис. 7.36. Залежність вмісту азоту в сталі від співвідношення азоту й аргону в донному дутті; цифри біля кривих – інтенсивність донного перемішування, м³/т·хв

Задана концентрація азоту досягається в результаті заміни його в процесі продувки аргонем (рис. 7.36). Вміст азоту в сталерозливному ковші знижують шляхом введення алюмінієвого дроту у необхідній кількості (~ 0,2 кг/т сталі) в кінці випуску плавки. В цьому випадку  $[N]$  після випуску зростає лише на 0,0003%.

З метою підвищення частки брухту в шихті при комбінованих процесах використовують фурми, пристосовані для допалювання СО в порожнині конвертера. Застосування фурми з додатковими соплами на головці (рис. 7.3, а) в 60-тонних конвертерах в Доннавіце дозволило збільшити частку брухту в шихті на 2-3% (для сталі з  $[C] = 0,050 \pm 0,0005\%$ ;  $t = 1680 \pm 10^\circ\text{C}$ ). Сумарний вміст оксидів заліза у шлаку при цьому склав 15-18%, співвідношення кількості  $O_2$  на продувку і допалювання 3,1-3,5. При тепломісткості чавуну ~ 2 ГДж/т збільшення частки брухту склало в середньому 3%, а при тепломісткості від 2,2 до 2,3 ГДж/т ~ 2%, оскільки на ошлаковування більшої кількості Si (елемента, головним чином, визначаючого тепломісткість чавуну) необхідна додаткова кількість вапна. Це збільшує вихід шлаку і утруднює теплопередачу від газової фази до металу.

Представлений на рис 7.3, б тип двоярусної фурми випробований у 130-тонних конвертерах в м. Лінц. Продувка ванни двоярусною фурмою в конвертерах з донним перемішуванням і збільшенням частки брухту в шихті не супроводжуються підвищенням вмістом оксидів заліза у шлаку.

Завершуючи аналіз варіантів зарубіжних комбінованих процесів з подачею нейтрального газу через днище розглядом конструкцій донних фурм, прийомів підвищення стійкості прифурмених ділянок і днищ конвертерів, необхідно відзначити, що їх знос пояснюється хімічними реакціями металу і шлаку з вогнетривким матеріалом і температурними умовами, а також суто механічною розмиваючою дією потоків рідкого металу. Хімічна сторона зносу вогнетривів нами висвітлена (див. розд. 4.8), тому основна увага надана за матеріалами моделювання, гідродинамічним явищам в металевій ванні.



**Рис. 7.37. Потоки, що циркулюють у ванні конвертера (двовимірна водяна модель, 1:10): а – потік, що циркулює з періодичними зсувами (коливаннями) вправо і вліво; б – порушення циркуляції та ослаблення під дією продувки зверху; 1 – струмінь газу через донну фурму; 2 – верхня фурма і її розподільча зона**

У верхній частині рис. 7.37 представлена схема циркуляційного потоку, що формується лише під впливом продувки через донну фурму. На моделі в цих умовах спостерігали деякий підйом рівня поверхні у вигляді своєрідного піку, струмінь газу відхилявся дещо вліво. Стрілками показана траєкторія потоку моделюючої рідини, їх довжина відповідає швидкості в даній точці, визначеній за допомогою індикатора. Циркуляція у ванні нестаціонарна; періодично вона зміщується вправо і вліво, має місце ослаблення і посилення циркуляції і відхилення траєкторії від зображеної на рис. 7.37, а. Періодичність цих коливань або пульсації залежить від глибини ванни і діаметра днища, а саме їх виникнення – від співвідношення вказаних розмірів і кінетичної енергії газу, що дувається. При досить мілкій ванні газ проходить крізь неї, віддаючи мало енергії, тому для виникнення коливань необхідний тривалий час. При великій глибині накопичення енергії і розвиток коливань відбувається швидше. Описані вище явища періодичного зсуву циркулюючого потоку побічним шляхом виявляються на промислових конвертерах. Зменшити ці коливання, як показали досліди на моделі і виробничі практика, можна шляхом скорочення витрат газу через донну фурму й оптимального розміщення самих фурм по днищу, а також раннім формуванням шлаку. Помітно впливає на періодичні коливання циркулюючого потоку і на його траєкторію розташування верхніх реакційної зони і продувної фурми, як показано на рис. 7.37, б.

Залежність зносу днища у прифурменій зоні від характеру газового струменя, що виходить із донної фурми, вивчали на об'ємній водянній моделі, до днища якої була прикріплена прозора пластина, вирізана із кристала кухонної солі, з отвором в центрі, що імітує фурму. Через фурму продували повітря і спостерігали знос пластини під дією водяних струменів (рис. 7.38).

Як відомо, струмінь газу, що виходить із фурми, зустрічає опір металу і деформується. При описуванні витікання газу користуються наступною класифікацією: режим барботування, що характеризується періодичним розтіканням газових бульбашок по днищу і подальшим їх спливанням; режим струминної течії, коли формується безперервний газовий струмінь, проникаючий у товщу металу. Здійснення того чи іншого режиму пов'язане зі швидкістю струменя у фурмі і витратами газу. Якщо ця швидкість менша за звукову, то переважає барботування; у міру збільшення швидкості газу окремі бульбашки зливаються в суцільний струмінь. Повністю такий перехід у промислових конвертерах завершується, коли швидкість газу перевищує швидкість звуку приблизно в 10 разів.

Аналіз даних, наведених на рис. 7.38, показує, що розмив фурменого отвору зі збільшенням швидкості газу зростає незначно. Що стосується ділянок, які межують із фурмою,

то найбільший знос відзначається при швидкості газу, яка приблизно дорівнює швидкості звуку. Подібна картина мала місце і у ванні ртуті зі свинцевою пластиною (розчиненням свинцю у ртуті). Знос пластинок кухонної солі і свинцю, що моделює експлуатацію днища конвертера в умовах донної продувки, тісно пов'язаний з режимом витікання газу. Поки швидкість газових струменів відносно невелика, газ барботує через воду (метал), а у ванні відбувається циркуляція, що переміщується або коливається вправо і вліво. Ці пульсуючі потоки металу і розмивають вогнетриви прифурмені зони в конвертері. Досягши певної швидкості газу, бульби утворюють суцільний струмінь, і у ванні формується стійка циркуляція. При досягненні найбільших значень, знос днища з цієї миті зменшується, або припиняється зовсім (див. рис. 7.38, ділянки b і c).

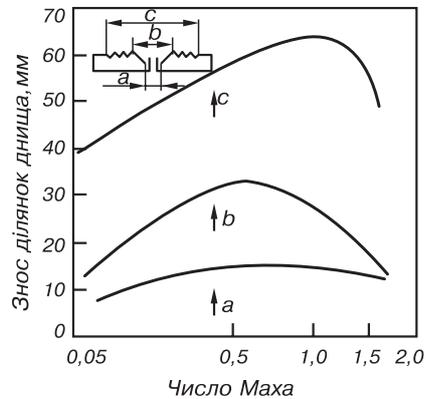


Рис. 7.38. Вплив швидкості газу на знос донної фурми (a) і прифурмені зони (b, c)

На рис. 7.39 представлені результати дослідження швидкості зносу пластинок кухонної солі, встановлених на різних ділянках днища моделі конвертера з комбінованою продувкою. Знос пластинок 1-6, розташованих перпендикулярно лінії фурм, зменшується від центру до периферії днища. Підтверджуються також дані про вплив періодичних коливань циркулюючих потоків у ванні (див. рис. 7.37) і з пластиною розміром 50x50x5 мм (див. рис. 7.38). У промислових конвертерах, де швидкість струменя газу в донних фурмах в середньому удвічі перевищує звукову, вогнетриви днища зношуються відповідно до виявлених вище закономірностей.

Температурні умови також істотно впливають на стійкість днища. Експерименти на 5-тонному конвертері показали, що температура в зоні реакції над донними фурмами не набагато нижча, ніж в реакційній зоні, де вона складає 2200-2500°C. Витрати на нагрівання перемішувачого газу поліпшують умови експлуатації вогнетривів. Встановлено, що утворення грибоподібних настилів навколо фурм подовжує термін їх служби. Проте сама донна фурма і оточуючі її вогнетриви працюють при досить високих і нерівномірно розподілених температурах. Розглянемо конструкції фурм, які позитивно себе зарекомендували при роботі в таких складних умовах.

Встановлено, що підвищення надмірного тиску газу  $P$  стабілізує його витікання, при цьому зменшується частота зворотних ударів, що знижує ерозію вогнетриву навколо фурми (зворотні удари виникають через зворотний рух потоку газу). Оптимальною японськими вченими названа коаксіальна фурма, в якій внутрішня центральна труба заглушена вогнетривним матеріалом (рис. 7.40). Випробовано три варіанти розміщення двох і чотирьох донних фурм типу А і В; 1 – дві фурми, розташовані симетрично безпосередньо під кратером, що утворюється при верхньому дутті; 2 – дві фурми, розташовані симетрично під верхнім краєм кратера; 3 – чотири фурми, розташовані під кратером і під верхнім краєм кратера. Кращі результати по зменшенню викидів і виносів,

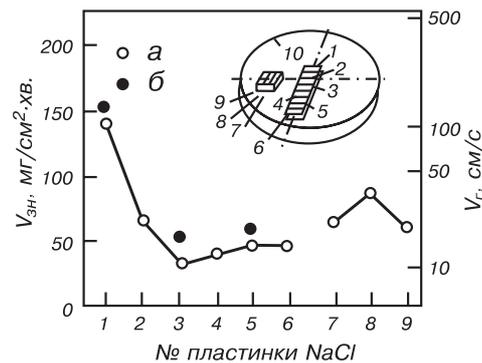
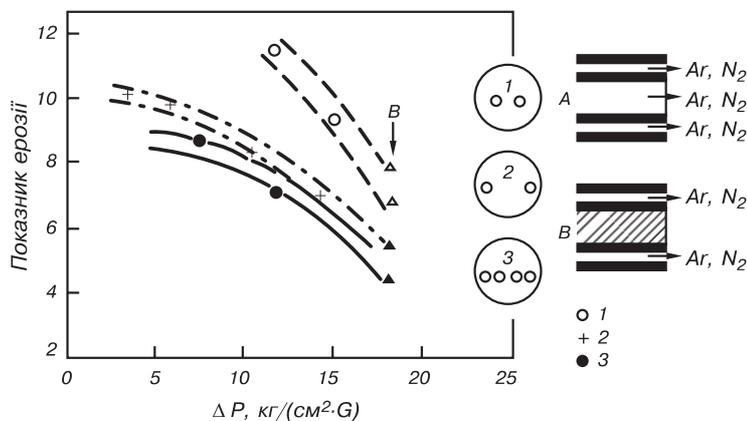


Рис. 7.39. Швидкість зносу пластинок NaCl на різних ділянках днища: а – комбінована продувка; відсутність коливань циркулюючого потоку; б – донна продувка, наявність коливань циркулюючого потоку; 1-9 – номери пластинок; 10 – лінії розміщення фурм



**Рис. 7.40.** Співвідношення між надлишковим тиском газу і показником ерозії вогнетривів. Тип фурми: А – подвійна, В – типу SA; 1 – дві фурми під кратером; 2 – дві фурми під кромкою кратера; 3 – чотири фурми

зниженню ерозії футеровки навколо фурми до 0,6 мм за плавку, збільшенню ступеня дефосфорації металу, зниженню його окисленості і підвищенню концентрації в ньому залишкового марганцю отримані при використанні 4-х фурм із заглушеною центральною трубою і розташованих симетрично під кратером і його краєм, що утворюються при верхній продувці.

У разі використання пористих блоків (вставок

у днища) вони повинні мати стабільну газопроникність у процесі плавки і досить високу стійкість, зіставну із стійкістю днища конвертера. Газ, що виходить із блока, для підвищення дегазуючого розплаву ефекту повинен бути роздроблений на досить дрібні бульби. Звідси виникає необхідність виконання в пробках каналів мінімально можливого діаметра, але з іншого боку, розміри каналів повинні бути такі, щоб втрати тиску при введенні газу в розплав були якнайменшими.

Газопроникні блоки повинні виконувати свої функції безперервно протягом усієї кампанії конвертера і забезпечувати заданий барботаж металевої ванни від плавки до плавки. У зв'язку з цим рекомендується ряд заходів, які необхідно виконувати в процесі експлуатації конвертера.

З метою виключення заметалювання отворів у блоках, в них завжди повинна бути деяка кількість газу, що досягається закупоркою газової магістралі під пробкою, подачею захисного газу з окремої магістралі низького тиску і т.п. в разі заметалювання каналів, необхідно в процесі плавки підвищити тиск інертного газу на ~ 300 кПа, при цьому прониклі в отвори частки шлаку і металу розплавляються. Під час вдування інертного газу слід контролювати величину протитиску на вході у фурми і відповідно до величини його зростання через заметалювання фурм додавати до інертного газу кисень в кількості до 10% від витрат інертного газу; прониклий метал згоряє в атмосфері кисню, чим запобігає передчасному виходу фурм з ладу. Якщо вказані вище рекомендації не привели до позитивних результатів, необхідно спалити прониклий в отвори метал у паузах між продувками шляхом подачі кисню зверху або продувки знизу сумішшю інертного газу і 20% (і більше) кисню. На заводах США для розкриття каналів застосовують присадку плавикового шпату на днищі.

Між продувками можна відремонтувати прифурмені ділянки, що зношуються швидше, ніж днище конвертера. Після випуску чергової плавки і зливу більшої частини шлаку на торці фурм, спрямовані до рідкого металу, встановлюють захисні ковпачки і заповнюють зруйновану ділянку футеровки конвертера у прифурменій зоні шлаком, що залишився в конвертері. Для кращого заповнення зношених частин футеровки шлаком конвертер похитують, після затвердіння шлаку ковпачок видаляють.

Зарубіжні дослідники відзначають, що істотним фактором, супроводжуваним застосування даних комбінованих процесів, є збільшення стійкості вогнетривкої футеровки. Для футеровки конвертерів використовують в різних зонах периклазографіт, доломітомагнезит

і високоякісний магnezит при товщині футеровки 650-800 мм; її стійкість після переходу на роботу з додатковою подачею нейтрального газу знизу підвищилась на 35-75% (в середньому на 50%), головним чином, внаслідок зниження вмісту оксидів заліза у шлаку.

Для вимірювання товщини футеровки в паузах між продувками використовується лазерний інтерферометр, за допомогою якого виявляються і ремонтуються ділянки підвищеного зносу.

Найбільш виразно переваги комбінованих процесів виявляються у безшлаковому варіанті. В цьому випадку метал з низьким вмістом Si, S і P заливається в конвертер комбінованого дуття, де піддається, в основному, зневуглецьовуванню при подачі зверху кисню і через донні фурми - аргону. Витрати кисню складають 2,0-2,8, аргону - 0,03-0,04 м<sup>3</sup>/хв·т. Такий варіант дозволяє підвищити ефективність використання кисню на 6-8%, знизити окисленість металу і збільшити ступінь засвоєння марганцю. Так, концентрація кисню в металі в безшлаковому варіанті знизилась на 0,01-0,02% в порівнянні зі звичайним варіантом. Залежно від того, при якому вмісті вуглецю закінчувалась продувка аргонном, концентрація азоту в сталі зменшувалась до 0,0007% і менше.

При безшлаковому варіанті можна чекати значного поліпшення теплопередачі від факела допалювання CO до CO<sub>2</sub> рідкому металу.

### 7.3. Киснево-паливний конвертерний процес з часткою брухту в металошихті 40-50%

Освоєння такого процесу, разом з підвищенням ступеня використання ресурсів брухту, які щорічно утворюються, дозволить кожному заводу в потрібний момент збільшити об'єм виробництва сталі без додаткової виплавки чавуну.

Відомі такі способи збільшення частки брухту в металевій шихті конвертерів верхнього дуття як підігрів його перед заливкою чавуну за допомогою спеціальних киснево-паливних фурм-пальників, а також шляхом спалювання твердого палива (енергетичного вугілля, антрацитів) кисневим або киснево-паливним факелом, введення твердого палива (карбідів, коксу, вугілля) в конвертерну ванну, часткове допалювання CO до CO<sub>2</sub> над ванною конвертера в процесі продувки. Кожен із них дозволяє збільшити частку брухту на 15-20% і довести її до 40-45% від маси металевої шихти, але при цьому значною мірою виявляються властиві їм недоліки.

1) При розігріванні брухту в конвертері зверху до середньомасової температури 800-900°C і значно більше (до 6-12 хв.) подовжується цикл плавки, знижується продуктивність конвертерів, мають місце й інші недоліки. Разом з тим, підігрів брухту до 500-700°C надпотужними фурмами-пальниками, особливо комбіновано (зверху і знизу), вимагає 4-6 хв. додаткового часу. Крім того, в цьому випадку менше окислюється залізо брухту, ніж при підігріві до 800-900°C, вище термічний ККД палива. Розроблені пальники з тепловою потужністю (1-2)·10<sup>3</sup> кВт/т сталі.

2) Якщо в якості додаткового палива застосувати вугілля (антрацит) з введенням його у ванну, то для підвищення частки брухту на 15-20% потрібна буде значна його кількість (~50 кг/т металошихти), що приведе до збільшення часу продувки на 10-12 хв., підвищення вмісту сірки в сталі ((0,01%), досить холодного перебігу плавки на початковій її стадії, викидів і т.д. Введення вугілля в процесі плавки в кількості 1,0-1,5% від маси металошихти збільшує частку брухту на 3-5%, тривалість продувки - лише на 2-3 хв.

3) При допалюванні CO над ванною в конвертерах з верхнім дуттям за допомогою двоярусної фурми частка брухту збільшується на 5-7%, час продувки можна скоротити на 3-4 хв. (частина кисню, що подається на другий ярус сопел для допалювання, засвоюється ванною і витрачається на рафінування металу; крім того, зменшення кількості конвертерних газів дозволяє інтенсифікувати продувку). Однак при цьому виникає локальний знос

вогнетривкої кладки конвертера, у верхній конічній частині стійкість футеровки знижується на 20-30%.

Перелічені способи поліпшення теплової роботи кисневих конвертерів доцільно використовувати в комплексі. Вони є своєрідними технологічними модулями, застосування яких в певних пропорціях дозволяє здійснювати киснево-конвертерний процес з часткою брухту в металевій шихті до 40-45% і більше.

В табл. 7.4 наведені результати розрахунку підвищення частки брухту при даній комплексній технології і можливої зміни тривалості плавки в порівнянні із звичайною (25% брухту), з урахуванням витрат часу на підігрів брухту, подовження продувки при введенні твердого палива у ванну і можливе її скорочення при допалюванні CO до CO<sub>2</sub> у порожнині конвертера.

Таблиця 7.4

**Зміни частки брухту в шихті і тривалості основних операцій при роботі конвертера за комбінованою технологією в порівнянні із звичайною**

Елементи комбінованої технології	Частка брухту в шихті, %	Тривалість продувки, хв.	Тривалість додаткових операцій плавки (розігріву), хв.
Розігрів брухту до 500-600°C+ (6 ÷ 7)	- 3	+ (4 ÷ 6)	
Введення твердого палива (вугілля) у ванну	+ (3 ÷ 5)	+ (2,0 ÷ 3,0)	Без змін
Допалювання CO в порожнині конвертера	+ (5 ÷ 7)	- (3 ÷ 4)	Без змін
Показники за звичайною технологією <sup>26</sup> - 28	a	b	
<b>ВСЬОГО:</b>	40 - 47	a - (3 ÷ 4)	b + (4 ÷ 6)

Як видно з табл. 7.4, при роботі конвертера верхнього дуття по комплексній технології з часткою брухту 40-47% загальна тривалість технологічних періодів (нагрівання брухту і продувка плавки) теоретично мало зміниться. Разом з тим, необхідний додатковий час (2-3 хв.) на завантаження збільшеної кількості брухту і на його нагрівання.

Попередній підігрів брухту з введенням в конвертерну ванну твердого палива дозволяє підвищити частку брухту в металошихті до 35% при подовженні циклу плавки на 4-6 хв. Розрахунки показують ефективність варіантів конвертерної плавки, які поєднують введення твердого палива і допалювання CO до CO<sub>2</sub> в порожнині конвертера (частка брухту може бути збільшена до 8-10% при невеликій зміні тривалості плавки), а також попередній підігрів брухту і допалювання CO до CO<sub>2</sub> в порожнині конвертера (частка брухту досягає 37-42% при збільшенні тривалості плавки на 2-3 хв. за умови інтенсифікації продувки).

Викладене вище відноситься, в основному, до звичайних конвертерів з верхнім дуттям. Такі варіанти технології можуть успішно використовуватись у будь-якому конвертерному цеху. Їх ефективність зростає при переобладнанні конвертерів для подачі через днище нейтральних газів у процесі продувки.

Є ефективнішим здійснювати попереднє нагрівання металевого брухту, застосовувати в процесі додаткове паливо і допалювати CO до CO<sub>2</sub> при донній і комбінованій подачі в конвертер кисню, палива та інших технологічних газів за умови інтенсифікації продувки.

Останнім часом розроблені й успішно освоюються в промисловості киснево-паливні конвертерні агрегати комбінованого дуття і технології процесів, що забезпечують роботу конвертерів з часткою брухту в металошихті 40-50%.

Такі конвертерні агрегати включають набір конструктивних елементів, що дозволяють здійснювати інтенсивне донне або комбіноване (донно-верхнє) нагрівання брухту, продувку ванни з частковим допалюванням СО до СО<sub>2</sub> в конвертері.

Вперше використання донних коаксіальних фурм для нагрівання брухту в конвертері у промисловому масштабі застосувала фірма «Maxhutte» (ФРН) на 60-тонних конвертерах донного дуття. Донні киснево-паливні фурми працювали як пальники. Проте при подачі природного газу зі звичайним тиском через донні фурми їх теплова потужність невелика, оскільки фурми розраховані на витрати захисного газу в кількості до 10% від витрат дуттєвого кисню. Замінуючи природний або інший вуглеводневий газ, що подається в період продувки для захисту фурм, рідким паливом, можна ввести у 30-40 разів більше по масі і теплу рідкого палива, ніж газоподібного. При цьому витрати рідкого палива повинні узгоджуватися з витратами кисню. При інтенсивності подачі кисню через донні киснево-паливні фурми  $q_{O_2} = 3\text{м}^3/\text{т}\cdot\text{хв}$ . їх теплова потужність досягає  $0,8\cdot 10^3$  кВт/т, при  $q_{O_2} = 6\text{м}^3/\text{т}\cdot\text{хв}$  -  $1,6\cdot 10^3$  кВт/т, що порівнюється з тепловими навантаженнями, які можуть розвинути надпотужні пальники для підігріву брухту. При донному підігріві брухту факел і димові гази проходять через шар металошихти, ефективніше використовується їх тепло і в 1,5 раза підвищується термічний ККД в порівнянні з верхнім нагріванням брухту. Подальший розвиток комбінованого киснево-паливного конвертерного процесу з високою часткою брухту в шихті пов'язаний з використанням різних видів і способів введення у конвертер вуглецевого і вуглеводневого палива (для підігріву брухту і в процесі продувки) і часткового допалювання СО в конвертері за допомогою верхньої (частіше двоярусної) кисневої фурми або верхньо-бічних коаксіальних кисневих фурм.

Донна подача кисню в конвертер, а тим більше комбінована донно-верхня, дозволяє ефективно використовувати окремі види палива і їх поєднання (газоподібне з рідким, газоподібне з твердим), залежно від теплотехнічних і термодинамічних умов спалювання.

Для додаткового введення палива, підвищення теплової потужності донних киснево-паливних фурм-пальників вони можуть виконуватися триканальними.

Найбільший ефект скорочення тривалості і забезпечення рівномірності прогрівання брухту досягається, як уже говорилося, при комбінованому донно-верхньому його нагріванні.

Комбінована донно-верхня продувка конвертерної ванни конструктивно, технологічно й організаційно складніша, ніж верхня або донна окремо, проте вона дозволяє об'єднати їх переваги, усунути або зменшити властиві їм технологічні недоліки.

Як вказувалося, для переробки значної кількості брухту (40-50% від маси металошихти) необхідне комплексне застосування різних методів. Проте набір цих технологічних прийомів до кінця не розкриває суті розроблених в нашій країні і за кордоном технологічних схем процесу. Кожна з них володіє відміними від інших способами і режимами спалювання палива, підігріву брухту в процесі кисневої продувки. Розглянемо деякі, найбільш відпрацьовані варіанти, їх особливості, показники.

Значних успіхів у розробці й освоєнні киснево-паливного процесу з комбінованим дуттям досягнуто фірмою «Klöckner Werke» (ФРН) і фірмою «Maxhutte», яка входить до складу першої. Спочатку розроблений цими фірмами процес Q-BOP-S включав лише донний підігрів металевого брухту при стехіометричній подачі кисню і вуглеводнів через донні фурми. Далі було реалізовано допалювання СО до СО<sub>2</sub> в обсязі конвертера за допомогою верхньої і (або) бічних фурм і вдування пилоподібного вуглецевмісного палива в процесі продувки. Процес отримав назву KMS – Klöckner Maxhutte Stahlerzeugungverfahren і має різновиди (рис. 7.41). Встановлено, що допалювання конвертерних газів при комбінованій продувці ванни киснем ефективніше, ніж при верхній продувці. Завдяки тільки допалюванню СО до СО<sub>2</sub> представляється можливим збіль-

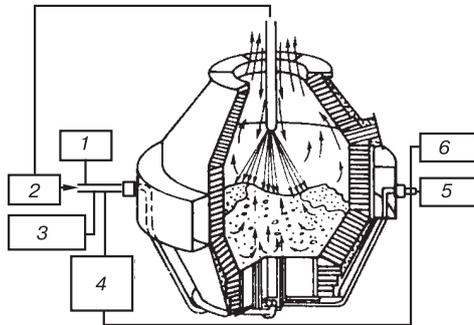


Рис. 7.41. Схема KMS-процесу:

1 – шлакоутворюючі; 2 – кисень; 3 – стиснене повітря; 4 – азот чи аргон; 5 – вуглеводні; 6 – кокс чи вугілля

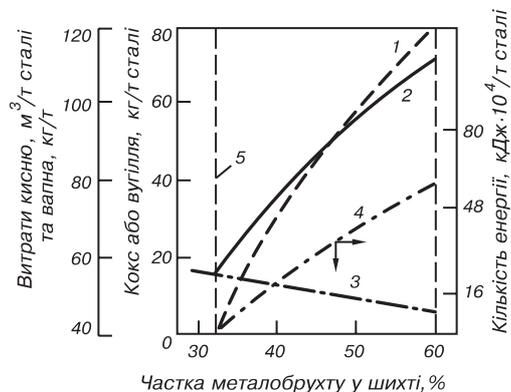


Рис. 7.42. Витрати твердого палива (1), кисню (2), вапна (3) і кількість переданого розплаву тепла (4) при різних частках брухту в шихті; 5 – плавки процесом OBM/Q-BOP з допалюванням CO до CO<sub>2</sub> у конвертері

шити витрати брухту на 60 кг/т сталі. Підвищення температури у верхній частині порожнини конвертера незначне, не виявлено суттєвого збільшення зносу футеровки.

Співвідношення витрат кисню, що подається знизу і для допалювання через верхню або бічні фурми, змінювалися в широких межах. Подача кисню зверху здійснюється від 20 до 70% від загальних витрат. При збільшенні кількості брухту, що переробляється, за рахунок допалювання CO до CO<sub>2</sub> на 60 кг/т сталі загальні витрати кисню зросли на 5 м³/т.

В процесі KMS передбачено вдунання в рідку ванну твердих порошків вуглецевмісних матеріалів – вугілля або коксу. Застосування енергетичного вугілля можливе незалежно від вмісту в них летких вуглеводнів. При цьому теплотехнічна ефективність енергетичного вугілля нижча (термічний ККД нижче на 10%), ніж коксу, якщо не ведеться допалювання CO до CO<sub>2</sub> над рідкою ванною. При допалюванні CO і H<sub>2</sub>, що виділяються при продукції ванни, цей недолік компенсується.

На рис. 7.42 наведені витрати твердого палива і кисню при різних частках брухту в шихті без його попереднього підігріву. Відзначається, що при продувці чавуну, який містить 1% Si, і витратах вугілля ~ 55 кг/т сталі частка брухту в шихті досягає 50%. Для переробки металошихти, що складається з 60% брухту і 40% рідкого чавуну, необхідно 60 кг коксу і 120 м³ кисню на тону сталі.

Для переробки додаткової тонни брухту необхідно витратити 185 кг твердого палива і 210 м³ кисню. Виходячи з цих даних, а також наведених на рис. 7.42, нами визначений термічний ККД використовуваного палива, який склав 0,25 – 0,3. На 1 т введеного в конвертер твердого палива можна додатково переробити 5,4-6,5 т сталевго брухту у разі часткового (до 25%) допалювання CO до CO<sub>2</sub>.

На рис. 7.43 представлена динаміка окислення домішок металевої ванни в процесі плавки. Горизонтальні ділянки кінетичних кривих відповідають періоду вдунання твердого палива у ванну. Значні витрати твердого палива, що містить і шкідливі домішки (S, N), визначають важливість їх поведінки в процесі плавки. Деякі дані про вміст сірки в металі, одержаному KMS-процесом, у порівнянні з іншими процесами, наведені в табл. 7.5.

При KMS-процесі вміст [S] залежить від концентрації її в чавуні, твердому паливі і шлаковому режимі. При вмісті в паливі 0,3% S особливих труднощів в одержанні сталі з концентрацією сірки, характерною для процесів донного або верхнього дуття без застосування додаткового палива, не виникає. При більш високому вмісті сірки у паливі (0,8%)

Таблиця 7.5

## Вміст [S] у сталі при різних процесах

[S], %				
у чавуні	у вугіллі	ОВМ Q-BOP	LD	KMS
0,030	-	0,018	0,023	-/-
0,030	0,30	-	-	0,023/0,018
0,030	0,80	-	-	0,033/0,027
0,010	0,80	-	-	0,027/0,022

Примітка: в чисельнику - для одношлакового варіанта, в знаменнику - для двошлакового.

кінцевий вміст її в металі складав 0,033% і збільшення витрат вапна не приводило до її зниження. Вважається необхідним поєднувати роботу з двома шлаками з додатковою десульфуріацією металу в ковші.

Досить низький вміст азоту в сталі забезпечується припиненням вдування вугілля і проведенням тільки кисневої продувки за 5 хв. до закінчення плавки. При цьому ані вміст азоту в паливі, ані його витрати не чинять помітного впливу на кінцеву концентрацію азоту.

По теплотехнічній ефективності використання палива варіант процесу KMS із вдуванням пилоподібного вуглецевмісного твердого палива з частковим допалюванням CO до CO<sub>2</sub> в обсязі конвертера поступає варіанту, що включає попередній підігрів брухту. При вдуванні в рідку ванну твердого палива, навіть при частковому допалюванні конвертерних газів над ванною й ефективному використанні тепла, що виділяється, корисно використовується лише 30% теплової енергії палива, а 70% виноситься з агрегату газами, що відходять, причому фізично і хімічно зв'язане тепло знаходиться у співвідношенні 1: 6,3. При підігріві холодного брухту термічний ККД палива складає до 40-60%, в залежності від температури нагрівання брухту, тому раціональніша схема, яка включає короткочасне інтенсивне нагрівання твердої металошихти.

В нашій країні на основі широких комплексних досліджень конвертерного процесу донного і комбінованого дуття на 1-, 1,5- і 10-тонних агрегатах ІЧМ, НВО «Тулачормет», ДМетІ і ЦНДІЧМ розробили оригінальні конструкції киснево-паливного агрегату і технологічні схеми, що забезпечують переробку металошихти з високою (40-50% і більше) часткою металобрухту.

На рис. 7.44 представлена схема киснево-паливного агрегату, що переробляє металошихту з будь-яким співвідношенням брухту і чавуну (до 100% брухту). Схема процесу розроблена НВО «Тулачормет», ДМетІ і ЦНДІЧМ і відпрацьована на 1-тонному конвертері ДМетІ і 10-тонному киснево-паливному агрегаті комбінованого дуття НВО «Тулачормет». Конвертер обладнаний порожнистими цапфами, через одну з яких подаються природний і нейтральний газ; через іншу – кисень, аргон і стисле повітря роздільними потоками до донних і бічних фурм. Чи-

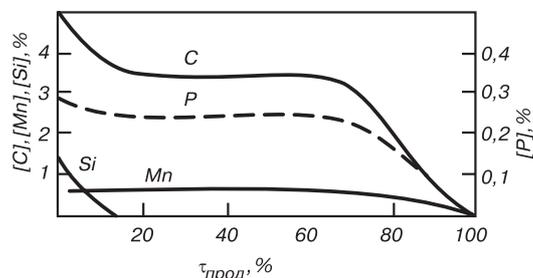
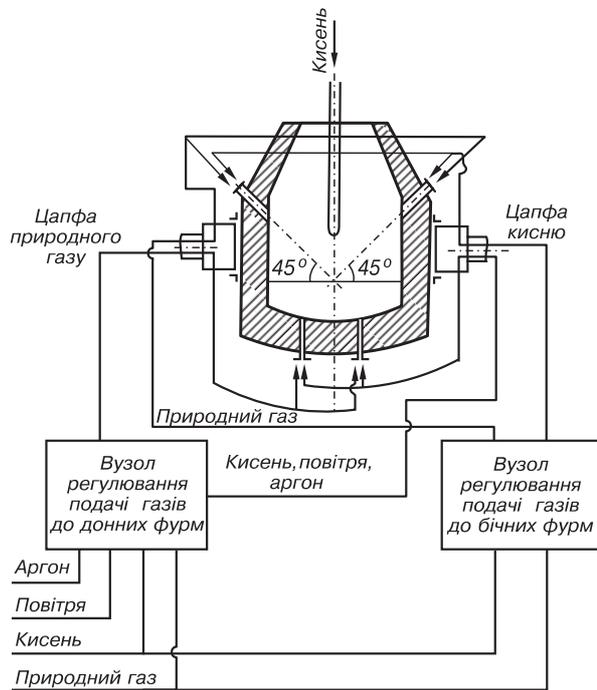


Рис. 7.43. Зміна вмісту C, Mn, Si і P в ході плавки KMS-процесом



**Рис. 7.44. Схема киснево-паливного конвертера для виплавки сталі з металошихти зі збільшеної (до 50% і більше) частки брухту**

подається кисень у необхідній для спалювання палива кількості ( $1-2 \text{ м}^3/(\text{т}\cdot\text{хв})$ ). Після заливання чавуну киснева продувка ведеться через донні і верхню фурми з витратами 2-3 і  $1-2 \text{ м}^3/(\text{т}\cdot\text{хв})$  з частковим допалюванням виділеного з ванни CO до  $\text{CO}_2$ . В процесі продувки бічні фурми відключені. Використання кускового твердого палива (класів 6-25 мм), в основному для нагрівання брухту, дозволяє уникнути помітного переходу сірки у метал. Засвоєння сірки палива металом значно менше, ніж при введенні його в рідку ванну, і не перевищує 10-15%. Зумовлено це тим, що при спалюванні твердого палива, при відсутності рідкої металеві фази, органічна сірка палива цілком окислюється до SO і продукти окислення виходять у газову фазу.

Більш того, в процесі згоряння палива відбуваються дисоціація мінеральних з'єднань сірки (колчедану, сульфатів), що містяться в золі, їх окислення до  $\text{SO}_2$  і видалення з газами, що відходять. При підвищенні температури брухту і розвитку локального його оплавлення значно знижується окислювальний потенціал газової фази в результаті взаємодії кисню, що вдувається, і продукту згоряння палива,  $\text{CO}_2$  і  $\text{H}_2\text{O}$  з рідким залізом. При цьому різко падає теплотехнічна ефективність підігріву брухту і погіршуються умови окислення сірки у газову фазу. Тому нагрівання брухту в конвертері необхідно здійснювати рівномірно по всьому обсягу.

В процесі досліджень технології комбінованого нагрівання металошихти вирішували проблему виявлення ефекту «кисневого різака», тобто пропалювання донним киснево-паливним факелом шару брухту з надмірним окисленням і його оплавленням.

Усунення (або зменшення прояву) цього ефекту можливе шляхом оптимізації співвідношень витрат і тиску донного і верхнього кисневого дуття, зниження окислювального потенціалу донного дуття до вмісту кисню 60-70%. Слід зазначити, що комбінована подача

сло донних фурм - від 3 до 16 (проект) при садці конвертерів 10-350 т. Обидві бічні фурми встановлені у вертикальній площині, яка проходить через цупфи, так, що осі під кутом  $45^\circ$  пересікаються з віссю конвертера на рівні спокійної ванни. Конструкції донних і бічних фурм однотипні: це концентрично розташовані труби з жаростійкої сталі. Конвертер обладнаний верхньою кисневою фурмою, який забезпечує продувку ванни і часткове допалювання оксиду вуглецю, що виділяється із ванни.

Відпрацьована для промислового застосування технологічна схема процесу включає наступні елементи. Підігрів твердої металошихти здійснюється спочатку шляхом спалювання природного газу, що подається через донні і бічні киснево-паливні фурми в кількості  $1,0$  і  $0,5 \text{ м}^3/(\text{т}\cdot\text{хв})$  і твердого палива (вугілля, антрациту), завантаженого в конвертер разом з брухтом або в процесі нагрівання (залежно від витрат брухту). При підігріві твердої металошихти через верхню фурму

### 7.3. Киснево-паливний конвертерний процес з часткою брухту в металошихті 40-50%

дутьтя при нагріванні брухту, або, вірніше, подача кисню і палива зверху (в тому числі через бічні фурми), при одночасній подачі знизу, сприяє більш ефективному теплообміну між продуктами спалювання палива і брухтом, ніж при лише донному підігріві.

Тривалість комбінованого підігріву брухту в 1,5-2 рази менша за верхній, термічний ККД палива ~ 50% в цілому за період. Теплові потужності спільно працюючих донних, бічних і верхніх фурм-пальників можуть досягати відповідно 0,7; 0,35 і 0-0,35 МВт на тонну садки конвертера.

В енергетичному відношенні киснево-паливний конвертерний процес зі збільшеною до 40-50% часткою брухту від маси металошихти дуже складний. Джерелами тепла для здійснення процесу є фізичне і хімічне тепло рідкого чавуну, тепло від спалювання палива для нагрівання металевого брухту і рідкої ванни, тепло від часткового допалювання оксиду вуглецю, що виділяється із ванни, до  $CO_2$  в процесі продувки. Розрахунки й експерименти показують, що при обмеженні температури твердої металошихти при витратах брухту 40-50% в межах 700-900°C з метою забезпечення високого термічного ККД палива і запобігання надмірного окислення і оплавлення брухту, виникає необхідність використання палива в рідкі періоди плавки. Кращим для цього є тверде паливо, оскільки його термічний ККД в процесі плавки вищий, ніж рідкого або газоподібного і навуглецьовування розплаву забезпечує значний перегрів рідкої ванни над температурою ліквідусу.

Нижче наведені показники процесу (варіант 2) в порівнянні з технологією при звичайній частці брухту в шихті (варіант 1):

Варіанти процесу	1	2
Склад металошихти, %:		
брухт	25-27	40-50
рідкий чавун	73-75	50-60
Витрати матеріалів, кг/т:		
вапна	60-70	60-70
плавикового шпату	2-4	2-4
антрациту	-	12-15
природного газу, м <sup>3</sup> /т	-	9-12
кисню, м <sup>3</sup> /т	50	70-75
компресорного повітря, м <sup>3</sup> /т	-	15-18
аргону, м <sup>3</sup> /т	1	1
Тривалість операцій, хв:		
завалки брухту	3	7
нагрівання брухту	-	8-10
продувки	16-18	12-13
циклу плавки	40-43	46-49,5
Вихід рідкої сталі, %	89-90	89-90

Напівпромислове дослідження киснево-паливного конвертерного процесу зі збільшеною часткою брухту до 40-50% не показали суттєвого впливу технології на стійкість футеровки при обмеженні температури попереднього підігріву брухту до 800-900°C. При промисловому освоєнні процесу слід чекати зниження стійкості футеровки конвертерів на 15-20%, що може бути компенсовано торкретуванням агрегату. Для успішного впровадження варіанту технології з комбінованою донно-верхньою кисневою продувкою необхідне освоєння виробництва високоякісних магнезито-вуглецевих вогнетривких виробів для днища (цегли, фурмених блоків), що забезпечують стійкість днища не менше 1000 плавок.

Потреба у твердому паливі в рідкі періоди конвертерної плавки ( $m_{T,II}^{np}$ ) при заданих витратах брухту ( $m_b$ ), заздалегідь підігрітому до  $T_b$ , визначається з балансового рівняння:

$$m_{T.П}^{np} = \frac{q_6 [m_6 - (1000 - m_6)(K_6^O + 0,53(K_C - 0,125))] - m_6 C_6 T_6}{Q_{T.П} \eta_{T.П}^{np}}, \quad (7.14)$$

де  $q_6$  – витрати на нагрівання і плавлення 1 кг брухту,  $q_6 \sim 1420$  кДж/кг;  $K_6^O = 0,32 \div 0,36$  – кількість брухту, що переробляється за рахунок надмірного тепла рідкого чавуну, кг/кг чавуну;  $K_C$  – ступінь допалювання СО до  $CO_2$  в порожнині конвертера;  $Q_{T.П} \sim 30600$  кДж/кг – теплотворна здатність твердого палива;  $\eta_{T.П}^{np} \approx 0,25 - 0,30$  – термічний ККД твердого палива в процесі плавки.

Витрати твердого палива ( $m_{T.П}^H$ ) і природного газу ( $V_{np.г}^H$ ) на нагрівання металобрухту до заданої  $T_6$  з урахуванням підвищення частки твердого палива при нагріванні брухту, із зростанням його температури, можна визначити з рівняння:

$$(V_{np.г}^H Q_{г} \eta_{г}^H) + (m_{T.П}^H Q_{T.П} \eta_{T.П}^H) = m_6 C_6 T_6 \quad (7.15)$$

і експериментально отриманого співвідношення:

$$(V_{г}^H Q_{г} \eta_{г}^H) / (m_{T.П}^H Q_{T.П} \eta_{T.П}^H) = 2,75 - (2,08 \cdot 10^{-3} T_6). \quad (7.16)$$

Термічні  $\eta_{T.П}^H$  і природного газу  $\eta_{г}^H$  також визначаються температурою нагрівання брухту. Для комбінованого способу нагрівання брухту до 700-900°C  $\eta_{T.П}^H$  і  $\eta_{г}^H$  складає 0,45-0,55.

На рис. 7.45 представлені залежності питомих витрат твердого палива (1) і природного газу (2) на нагрівання брухту, в процесі продувки і в цілому на плавку, залежно від частки брухту в шихті і температури його нагрівання. Для реалізації процесу з часткою брухту в шихті від 40 до 50% питомі витрати твердого палива в цілому на плавку зростають з 8,0 до 24,0 кг/т шихти, природного газу - з 10 до 15 м<sup>3</sup>/т шихти.

ІЧМ на 1,5-тонному конвертері комбінованого дуття досліджений процес із збільшеною часткою брухту в шихті. Суть процесу полягає в комбінованій продувці: киснем знизу і газокисневим факелом зверху. На цій основі створений промисловий варіант процесу зі збільшеною до 40-45% часткою брухту в шихті. Технологія включає нагрівання брухту в конвертері за допомогою верхньої газокисневої фурми-пальника, додатково разом з брухтом завантажуються тверде паливо (вугілля, антрацит) і через донні коаксіальні фурми подається кисень для його спалювання. Рідка ванна продувається комбіновано з частковим допалюванням СО в конвертері.

Верхня газокиснева фурма-пальник для 250-тонного конвертера комбінату ім. Дзержинського за розрахунками повинна забезпечувати подачу кисню до 1700 м<sup>3</sup>/хв. (при тиску 2,0 МПа) і природного газу до 900 м<sup>3</sup>/хв. ( $P_{CH_4} \sim 1,0$  МПа).

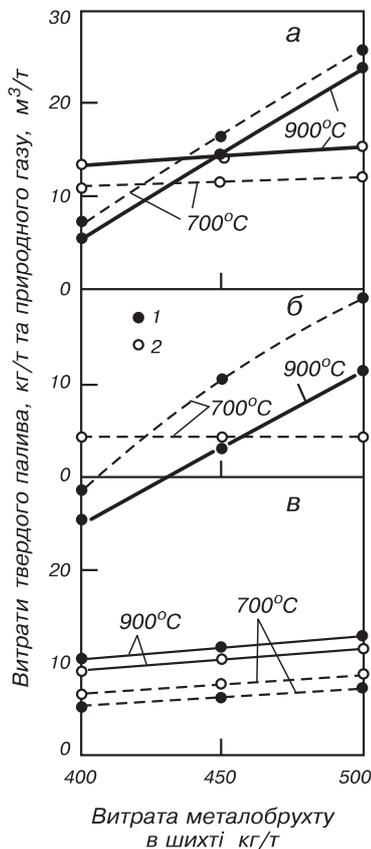


Рис. 7.45. Залежність питомих витрат твердого палива і природного газу на нагрівання металобрухту (а), у період продувки (б) і в цілому на плавку (в) від частки брухту в шихті і температури його нагрівання

#### 7.4. Киснево-конвертерний процес з високими витратами брухту (до 100%)

Укрдпрометом виконаний проект переведення 350-тонних кисневих конвертерів комбінату «Азовсталь» на комбіновану продувку зі збільшеними витратами металобрухту до 40-45% від маси металошихти.

В основу проектних рішень поставлена технологія комбінованої продувки, розроблена ІЧМ. В ній передбачається підігрів брухту паливно-кисневим дуттям, що подається знизу через донні фурми і зверху через фурму-пальник з подальшою комбінованою продувкою рідкої ванни. Додатково до природного газу в якості теплоносія використовуються вуглецевмісні матеріали.

При підігріві брухту в початкові моменти фурму-пальник розташовують на 550 мм нижче рівня горловини конвертера, в міру прогрівання і осадження брухту фурму-пальник опускають до 3,5-4 м від зрізу горловини. Одночасно через донні фурми подають природний газ у кисень. Тривалість нагрівання брухту - 5-8 хв. Донні фурми представляють собою концентрично розташовані труби з неіржавіючої сталі; кількість фурм у днищі - 8.

З урахуванням витрат кисню на спалювання палива, рафінування рідкої ванни і часткове допалювання CO до CO<sub>2</sub> в порожнині конвертера плановані питомі витрати кисню складають 90-100 м<sup>3</sup>/т.

Вміст компонентів у вугіллі обмежений: ≤ 0,5% S, зольність ≤ 10%, кінцева вологість - 0,5%; фракційний склад вугілля - 10-60 мм. Передбачається організація підготовки твердого палива (дроблення, сушки, сортування). Поставка вуглецевмісних матеріалів передбачається залізничним транспортом з коксохімічних підприємств Сибіру в обсязі 62700 т на рік.

Економічна оцінка показує високу розрахункову ефективність роботи конвертерів комбінату «Азовсталь» з комбінованою продувкою і збільшеними витратами металобрухту до 40-45%. Зростання прибутку очікується від зниження собівартості сталі, збільшення кількості товарного чавуну і зміни показників роботи доменного цеху.

Таким чином, киснево-конвертерний процес з комбінованою продувкою має широкі можливості поліпшення теплової роботи, переробки значної кількості металобрухту шляхом ефективного донно-верхнього підігріву і продувки розплаву з частковим допалюванням CO в порожнині конвертера.

#### 7.4. Киснево-конвертерний процес з високими витратами брухту (до 100%)

Комплексне застосування методів збільшення частки металевого брухту в шихті конвертерів, оснований на введенні в конвертер теплоносіїв і високоефективному паливно-кисневому дутті, може забезпечити значне підвищення (до 100%) витрат брухту в процесі.

Перші спроби розплавлення 100% чавунного брухту в звичайному кисневому конвертері були зроблені в 1949 р. фірмою «Vöest» в м. Лінц. У 2-тонний конвертер пошарово завантажували чушковий чавун і кокс. Витрати коксу склали 50 кг на 1000 кг чавуну, тривалість плавки - 70 хв. В кінці продувки метал мав склад, %: C = 0,07; Mn = 0,10; Si = сліди; P = 0,021; S = 0,030 і температуру 1650°C.

Пізніше були запатентовані процеси, які відрізнялися завантаженням холодних матеріалів у конвертер (бою чавуну сталевого брухту, палива, феросплавів), розплавленням і рафінуванням киснем і паливно-кисневою сумішшю (факелом). При цьому в якості палива пропонували використовувати займисті матеріали.

Випробування варіанту з плавленням і рафінуванням металевий завалки, що складається з холодного брухту і твердого палива, шляхом прямої верхньої подачі на неї кисню виявило труднощі запалювання палива, не завжди достатню ефективність його використання, підвищення залишкового вмісту сірки в металі, нерівномірність плавлення і розтікання брухту, що приводило до його зависання.

При подачі палива в процесі плавки рекомендується протягом періоду прогрівання підводити його в кількості, необхідній для витрат кисню, що вдувається, в періоди плавлення і рафінування 30-50% кисню витрачається на окислення домішок, на останньому етапі чистого рафінування продувка ведеться тільки киснем.

Фірмою «Armco Steel C<sup>o</sup>» у 27-тонному конвертері розроблена технологія плавки на металевому брухті з попереднім підігрівом його в спеціальному ковші з ковпаком, обладнаному газовими пальниками, до температури ~980°C, що досягається протягом 25 хв. при інтенсивності подачі природного газу 1,55 м<sup>3</sup>/хв. на тону брухту. Рекомендований наступний порядок завантаження металобрухту у ківш: легкий брухт - на днище ковша, важкий - зверху. Переваги такого завантаження в тому, що легкий брухт краще захищає днище ковша від теплової дії факела і приймає тепло від низькотемпературних газів у днищі, захищає футеровку конвертера від механічного руйнування при вивантаженні брухту з ковша у конвертер. З метою зменшення окислення брухту природний газ спалюють з деяким його надлишком або присаджують на брухт вуглецеве тверде паливо (у співвідношенні брухт – паливо).

Після закінчення підігріву брухту у ківш завантажують флюси і тверді теплоносії. На 1 т брухту присаджують 90 кг коксу. При необхідності отримання низького вмісту сірки в металі, в якості теплоносія застосовують феросиліцій або карбід кальцію. У разі недостатнього прогрівання брухту в ковші його додатково нагрівають у конвертері, обладнаному газокисневим пальником з тепловою потужністю ~ 28,0 МВт, потім ведуть продувку киснем до витрат свідомо розрахованої його кількості.

Середній вихід придатного металу по 101-ій дослідній плавці склав 89,2%, на половині з них – понад 90%. Основні втрати заліза обумовлені окисленням його у шлак; на 1 т сталі утворилося 303 кг шлаку, який містить 51,5% FeO.

У 27-тонному конвертері досягнута продуктивність 23 т/год. (тривалість плавки - 50 хв.), у 90-тонному забезпечена продуктивність 63,5 т/год. Середні витрати кисню склали 144,5 м<sup>3</sup>/т сталі, середньовиважені по 100 плавкам витрати на 1 т сталі – 90 кг коксу або вугілля, природного газу – 30 м<sup>3</sup>, 8,65 кг карбіду кальцію; 1,95 кг карбіду кремнію; 10,9 кг 50%-вого феросиліцію; витрати вапна - 69,5 кг/т, плавикового шпату - 2,5 кг/т; основність кінцевих шлаків в середньому складала 2,98. Аналіз балансу сірки показав, що 37% внесеної шихтової сірки перейшло у сталь, рівень десульфурації високий (~63%).

При аналізі теплових балансів плавки, звичайних і на твердій шихті, встановлено, що рівень використання тепла ( $\eta$ ), яке виділяється при спалюванні паливної суміші, склав 46,4%.

Проте ця величина була розрахована, з урахуванням окислення вуглецю до CO і CO<sub>2</sub> відповідно на 79 і 21%. Якщо ж передбачити повне згоряння палива, то термічний ККД суміші палива в даному варіанті плавки складе 34,8%.

Інший варіант технології виплавки сталі з холодного брухту (чавуну) передбачає попередній підігрів його в конвертері мазутно-кисневим факелом.

Дослідження проводили на 30-тонному конвертері при різному вмісті холодних матеріалів (сталевого і чавунного брухту) в металевій шихті. Підігрів холодних матеріалів здійснювали за допомогою мазутно-кисневої фурми, що забезпечувала витрати палива 1500-2800 л/год., тобто питоме теплове навантаження - до 10330 кВт/т.

При високому вмісті в шихті твердого чавуну (> 65%) для підвищення термічного ККД палива здійснювали пошарове його прогрівання. Зі збільшенням витрат холодного чавуну зростала тривалість нагрівання шихти і плавки при скороченні тривалості продувки в інтервалі частки чавуну 50-70% і її постійності, вищій за ці межі. Прискоренню прогрівання шихти сприяли присадки коксу в кількості 16,7 кг/т при постійних витратах мазуту, при цьому тривалість прогрівання скорочується на 8 хв., а плавки - на 6.

Одним із шляхів скорочення тривалості плавки при роботі на холодному металевому брухті є інтенсифікація його прогрівання.

В ІЧМ досліджена виплавка сталі в конвертері з інтенсивною киснево-паливною продувкою при 100% холодного брухту в шихті. Шихта 300-кілограмового конвертера складалася з

#### 7.4. Киснево-конвертерний процес з високими витратами брухту (до 100%)

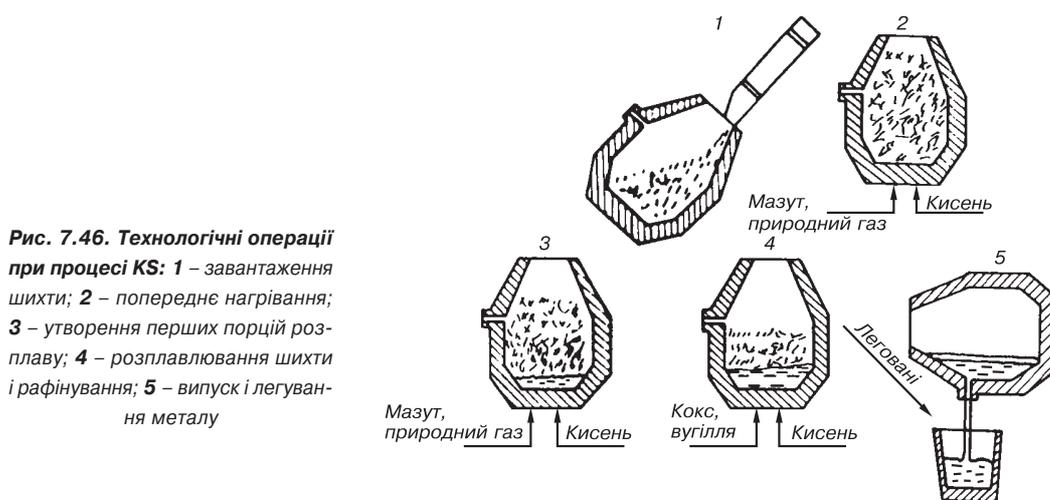
300 кг брухту, 4,5 кг 45%-вого феросиліцію; 2,5 кг 75%-вого феромарганцю; 9,0 кг коксу. Продувку вели за допомогою газокисневої фурми з питомою тепловою потужністю 1780 кВт/т. Витрати кисню склали 2,0-2,7 м<sup>3</sup>/хв., газу - 0,45-0,9 м<sup>3</sup>/хв. Тривалість плавки (в даному випадку суміщені операції прогрівання і рафінування) склали 20,8 хв., при звичайній частці брухту в шихті 25% – 14,6 хв.

Розглянуті варіанти технології конвертерної плавки на твердій металевій завалці підтверджують принципову можливість переробки будь-якої кількості брухту в конвертері з верхнім дуттям. При масовій виплавці сталі такі завдання в киснево-конвертерному виробництві не ставляться. Рівень витрат брухту в кисневих конвертерах визначається балансом брухту чорних металів, структурою сталеплавильного виробництва. Разом з тим, останнім часом із розвитком конвертерних процесів донного і комбінованого дуття і в розробках киснево-паливних варіантів конвертерної плавки з суттєво збільшеними витратами металобрухту, зусилля ряду зарубіжних фірм, дослідницьких і проектних організацій знову спрямовані на створення високопродуктивного, гнучкого економічного варіанту конвертерної плавки на твердій металозавалці, конкурентоздатного мартенівському скрап-процесу (на твердій шихті) і електродугової плавці.

При розвитку KMS-процесу фірмою «Klöckner-Werke» (ФРН) був створений і запатентований в 1977 р. киснево-паливний сталеплавильний процес на твердій металошихті в агрегаті конвертерного типу, який одержав назву – процес KS (Klöckner Stahlerzeugung).

Суть KS-процесу полягає у попередньому нагріванні шихтових матеріалів, здійснюваному шляхом подачі вуглеводневого газоподібного (або рідкого) палива і кисню через донні фурми до появи деякої кількості рідкого металу; потім - введення через донні фурми разом з киснем пилоподібних вуглецевмісних матеріалів – вугілля або коксу. Вуглеводні подаються при цьому на донні фурми в кількості, яка забезпечує захист останніх. Відбувається подальше проплавлення твердої шихти, часткове її науглецьовування, газифікація твердого вуглецю, а потім і рафінування металу. Технологія конвертерної плавки процесом KS включає наступні операції (рис. 7.46).

В період нагрівання брухту краще використовувати рідке паливо – мазут. Його перевага полягає в тому, що донні фурми при подачі рідкого палива через кільцеві канали розвивають значно більшу термічну потужність. А в період кисневої продувки подача природного газу через кільцевий зазор забезпечує захист донних фурм. Випробувано також застосування три-



**Рис. 7.46. Технологічні операції при процесі KS:** 1 – завантаження шихти; 2 – попереднє нагрівання; 3 – утворення перших порцій розплаву; 4 – розплавлювання шихти і рафінування; 5 – випуск і легування металу

канальних донних фурм для збільшення кількості палива, що подається в період прогрівання. При нагріванні шихти рідким паливом його витрати складають 1-2 л/(хв·т). Для нагрівання металозавалки до 1000-1050°C необхідно ~ 25 л рідкого палива на 1 т металозавалки. Витрати кисню відповідають стехіометричному співвідношенню 2 м<sup>3</sup>/л, або дещо перевищують його.

Оплавлення твердої шихти починається у зонах впровадження паливно-кисневих факелів, які створюють у шихті колодязі. У міру проплавлення металошихти поступово зменшуються витрати вуглеводневого палива (природного газу, мазуту) і в конвертер у потоці кисню починають вдувати порошокподібне вугілля або кокс. Паралельно проходять процеси нагрівання і проплавлення брухту, навуглецьовування розплаву (і твердого брухту), окислення заліза і домішок розплаву. Для формування активного основного шлаку через донні фурми подається також порошокподібне вапно. Засобом керування навуглецьовуванням розплаву і окисленням вуглецю служить зміна співвідношення вугілля, що вдувається, і кисню. На певному етапі подачу вугілля припиняють і ведуть лише донну кисневу продувку.

Процес KS освоєний фірмою «Klöckner Werke» на одному із заводів під час його технічної реконструкції з метою заміни трьох 250-тонних мартенівських і двох електродугових печей і виведення з експлуатації невеликої доменної печі. Споруджений і введений в експлуатацію цех з одним пересувним 125-тонним KS-конвертером.

Цех обладнаний продувним стендом, візками для заміни конвертерів, пристроєм для механізації робіт перефутеровки агрегатів, засобами позапічної обробки сталі, ЕОМ для керування технологічним процесом. Експлуатація конвертерів, працюючих на твердій завалці, показала високі результати по технологічних характеристиках процесу, стійкості футеровки, рафінуванню металу, можливостях утилізації і використання у великій кількості конвертерних газів, що виділяються, з теплотою згорання до 8800 кДж/м<sup>3</sup>.

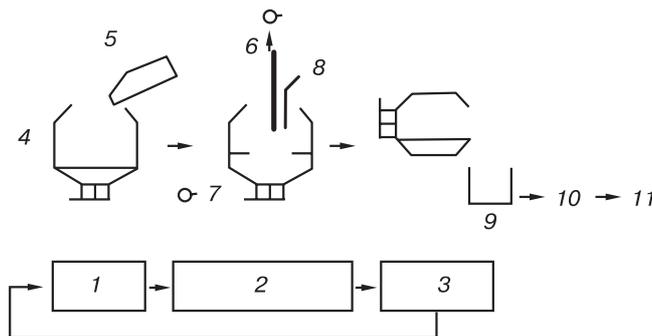
Аналогом процесу KS є «COIN» - процес, розроблений фірмою «Krupp», що ґрунтується на вдуванні в конвертер через кільцевий канал коаксимальних донних фурм порошкового (фракції 1 мм) вугілля як у рідкий період плавки, так і для нагрівання твердої шихти. Інформація про цей процес дуже обмежена, щоб можна було судити про його показники, особливості. Відзначається, що використання COIN-фурм (soal – вугілля, oxugen – кисень, injection – вдування) дозволяє вводити у конвертер пилоподібне вугілля з інтенсивністю до 22 кг/(т·хв).

при інтенсивності продувки киснем до 4,5 м<sup>3</sup>/(т·хв).

В 1993 р. фірма «Nippon steel» ввела у промислову експлуатацію на заводі в м. Хірохата новий процес плавлення брухту в кисневому конвертері (SMP). Цей процес передбачає плавлення брухту в одному агрегаті з подальшим зневуглецьовуванням в іншому, що забезпечує підвищення продуктивності і якості готового продукту.

Новий процес передбачає переробку брухту в кисневому конвертері з ванною рідкого чавуну (рис. 7.47).

Кожен з двох агрегатів, діючих на заводі в Хірохата, процесом SMP може переробляти



**Рис. 7.47. Технологічна схема переплавлення брухту в кисневому конвертері з ванною рідкого чавуну:** 1 - завантаження брухту; 2 - плавлення брухту і чушкового чавуну; 3 - випуск половини плавки; 4 - високовуглецевий рідкий напівпродукт; 5 - жолоб для брухту; 6 - верхня фурма; 7 - кисень, порошок вугілля; 8 - чушковий чавун; 9 - рідкий напівпродукт; 10 - десульфуріяція; 11 - зневуглецьовування

за плавку 100 т брухту, до якого іноді додають чушковий чавун, при цьому тривалість плавки складає 30 хв. Переробка напівпродукту в сталь триває близько 15 хв. Два агрегати, які переробляють брухт, по черзі подають метал у конвертер для виплавки сталі, забезпечуючи безперервний процес.

Один із конвертерів, що переробляють брухт, є комбінованим агрегатом, тобто він може бути використаний для розплавлення брухту або для переробки напівпродукту у сталь. Цей комбінований агрегат діє як сталеплавильний у періоди зупинки основного кисневого конвертера на ремонт або технічне обслуговування. Проте звичайно діють три агрегати – два для плавлення брухту і один для виплавки сталі.

Брухт завантажують у плавильний агрегат по жолобу зверху; вугілля і кисень вдувають знизу. Брухт швидко плавиться за рахунок тепла допалювання, цьому сприяє вдування кисню через верхню фурму. Після розплавлення брухту і досягнення необхідної температури половину напівпродукту випускають з агрегату, проводять десульфуріацію і заливають в агрегат для зневуглецьовування.

Напівпродукт, отриманий процесом SMP, містить 4% вуглецю (у доменному чавуні - 4,5%). Регулювання вмісту вуглецю в розплаві здійснюється шляхом регулювання витрат пилоподібного вугілля, яке вдувається в агрегати. Вміст кремнію в напівпродукті 0,3-0,5%, марганцю – 0,05-0,2% (в доменному чавуні – 0,2-0,45%), фосфору – 0,035-0,06% (в доменному чавуні - 0,095-0,11%), сірки – 0,035-0,07% (в доменному чавуні -0,015-0,03%) за рахунок надходження сірки з вуглецевмісних добавок.

Розроблений процес має характерні особливості:

- швидке і стабільне нагрівання брухту в агрегаті рідким металом;
- стабільне виробництво сталі високої чистоти;
- збільшений термін служби вогнетривкої футеровки в результаті низької температури процесу;
- можливість регулювання нагрівання одночасно як за рахунок зміни допалювання, так і утилізації тепла газів, що відходять;
- можливість використання дешевого вугілля для навуглецьовування рідкого чавуну без загрози підвищення вмісту сірки у напівпродукті (за наявності засобів для десульфуріації напівпродукту).

В нашій країні в процесі поетапних розробок киснево-паливних варіантів конвертерної плавки зі збільшеними витратами металобрухту на основі комбінованої подачі палива і технологічних газів в агрегат ДМетІ разом з ЦНДІЧормет, ІЧМ, НВО «Тулачормет» в 1-, 1,5- і 10-тонних конвертерах створені і відпрацьовані оригінальні технологічні схеми процесу на твердій металозавалці. Результати досліджень, покладені в основу промислового варіанту процесу, отримані на 10-тонному конвертері НВО «Тулачормет». Суть технології полягає в інтенсивному нагріванні твердої металошихти за рахунок комплексного використання природного газу і твердого кускового палива (вугілля, антрациту) при комбінованій подачі природного газу і кисню через донні і бічні фурми-пальники і верхню кисневу фурму, плавленні шихти і подальшому рафінуванні розплаву з частковим допалюванням СО в обсязі конвертера.

В конвертерному процесі при 100% металобрухту в шихті тверде вуглецевмісне паливо виконує важливі технологічні функції, пов'язані з навуглецьовуванням розплаву, організацією кипіння і перемішування ванни. В період кисневої продувки розплавленої металошихти вуглець твердого палива, засвоєний ванною, є єдиним джерелом тепла для нагрівання металу. Тверде вуглецевмісне в порівнянні з газоподібним і рідким, паливо має, як уже наголошувалося, переваги і з теплотехнічного боку.

На рис. 7.48 представлені втрати тепла, виражені в частках від теплотворної здатності палива, в результаті хімічного недопалювання горючих складових природного газу і твердого вуглецю при різних значеннях недопалювання вуглецю і водню –  $\alpha$  і  $\beta$ . При рівних значеннях  $\alpha$  і  $\beta$ , у разі спалювання природного газу втрати тепла більші на одиницю палива.

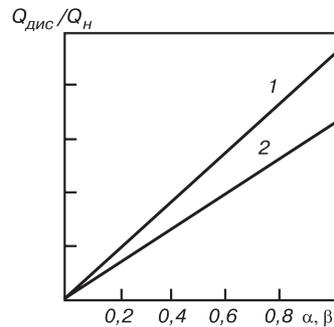


Рис. 7.48. Втрати тепла при дисоціації продуктів згоряння природного газу (1) і твердого вуглецю (2) при  $T=298\text{ К}$

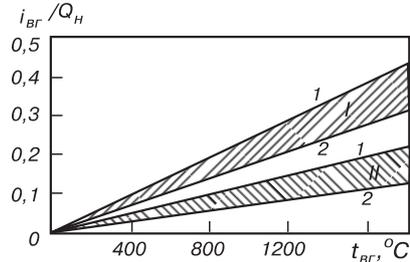


Рис. 7.49. Відносна теплоємність продуктів згоряння природного газу (I) і твердого вуглецю (II) при їх температурі  $t_{вр}$  і значеннях  $\alpha$  і  $\beta$  від 0,2 (1) до 1,0 (2)

Аналогічна картина спостерігається і при порівнянні відносних тепловмістів  $i_{вр}/Q_H$  газів, що відходять від конвертера при згорянні природного газу і твердого вуглецю (рис. 7.49).

Таким чином, при однаковому хімічному недопалюванні природного газу і твердого вуглецевмісного палива і однакових температурах газів ( $t_{вр}$ ), що відходять, частка тепла, яка може бути передана шихті від загальної кількості потенціального тепла палива, при спалюванні твердого вуглецю вища, ніж природного газу.

У зв'язку з цим застосування природного газу (або інших вуглеводнів) самостійно або в

поєднанні з твердим вуглецевмісним паливом для нагрівання і плавлення металошихти у конвертері буде доцільним лише в умовах, що забезпечують значення, близькі їх КВТ.

На 10-тонному агрегаті НВО «Тулачормет» досліджені термодинамічні особливості процесу згоряння палива, динаміка теплосвоєння і нагрівання металошихти при комплексному використанні в процесі природного газу і твердого вуглецевмісного палива.

На рис. 7.50 представлені дані про склад газів, що виділяються з агрегату на всіх етапах процесу.

На початку плавки (до 4 хв. прогрівання шихти), при відносно холодній металошихті, відзначається високий ступінь окислення вуглецю і водню. У міру прогрівання шихти зростає хімічне недопалювання палива. Одержують розвиток реакції:

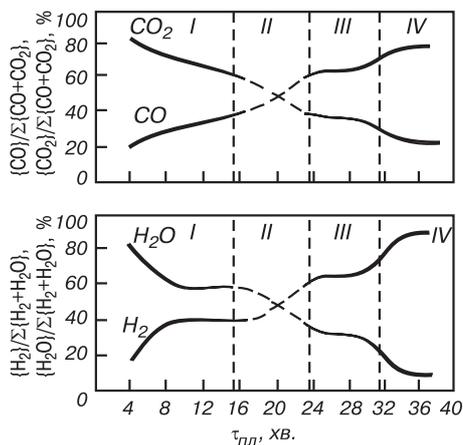
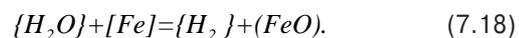
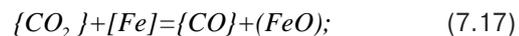


Рис. 7.50. Зміна складу газів, що відходять з конвертера, у період прогрівання шихти (I), прогрівання і плавлення (II), плавлення і рафінування (III), рафінування і нагрівання рідкої ванни (IV)

У зв'язку з тим, що при температурах металошихти нижче 1093 К спорідненість  $H_2O$  до заліза вища, ніж  $CO_2$ , на 4-8 хв. відзначається більш різке падіння вмісту  $H_2O$  у газах, що відходять, у порівнянні з  $CO_2$ . З 12 по 16 хв. спостерігається деяка стабілізація  $H_2$  і  $H_2O$ , що пов'язано зі зниженням співвідношення природного газу і кисню, що подається через донні і бічні фурми.

На другій стадії процесу (період II) при появі і накопиченні рідкої металевої і шлакової фази різко знижується вміст  $H_2O$  і  $CO_2$ . Спостережувані значення  $\{CO_2\}$  і  $\{H_2O\}$  у газах, що відходять, вищі, ніж обумовлені рівновагою газової фази з металевою і шлаковою. Це пов'язано з подачею в даний період кисню через верхню фурму для часткового допалювання  $CO$  і  $H_2$ .

На рис. 7.51 відображена динаміка зміни температури металевої ванни, газів, що відходять, і кількості рідкої фази в агрегаті. Наведена на рисунку крива 1 одержана розрахунковим шляхом, криві 2 і 3 - на підставі експериментів в 1-тонному конвертері Дніпропетровського металургійного інституту і 10-тонному НВО «Тулачормет».

Інтенсивне зростання температури металошихти на початку процесу забезпечується форсуванням режимів спалювання газоподібного палива, яке подається через донні і бічні фурми, і твердого, завантаженого разом із брухтом. В період плавлення шихти температура ванни стабілізується на рівні 1400-1450°C у зв'язку з великими затратами тепла, що підводиться для плавлення брухту. У подальшому, коли значна частина шихти розплавлена, паралельно відбуваються процеси науглецювання ванни твердим паливом і окислення вуглецю розплаву при кисневій продувці.

З використанням інформації про склад (рис. 7.50) і температуру газів, що відходять (рис. 7.51), розраховані значення КВТ природного газу і твердого вуглецю в процесі плавки. Отримані результати (рис. 7.52) дозволяють обрати ефективний режим введення енергоносіїв, що забезпечує їх максимальне тепловикористання і високу продуктивність агрегату.

Початковий період плавки слід здійснювати при максимальних витратах природного газу і кисню, обмежуваних лише пропускною спроможністю газовідвідного тракту. Перевага спалювання в цей період природного газу для нагрівання брухту обумовлюється також тим, що на одиницю підведеного тепла при спалюванні природного газу утворюється димових газів у 1,5 раза більше, ніж при спалюванні твердого вуглецю. При відокремленні і великій питомій поверхні холодної металошихти ця обставина підвищує ефективність її прогрівання. На першому етапі періоду прогрівання металошихти доцільні питомі витрати природ-

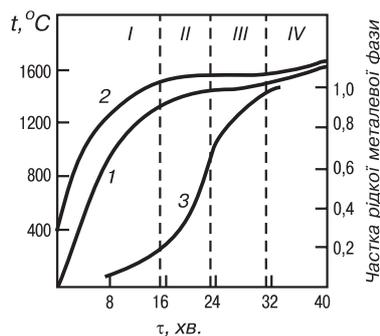


Рис. 7.51. Динаміка зміни середньої температури металошихти (1), димових газів (2) і кількості рідкої металевої фази (3) у процесі плавки на твердій металозавалці (I-IV періоди плавки – див. рис. 7.50)

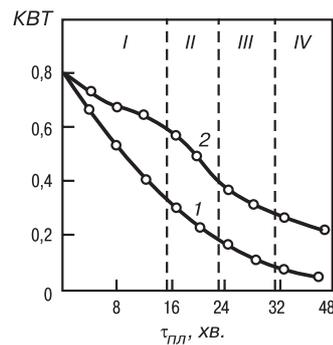


Рис. 7.52. Зміна КВТ природного газу (1) і твердого палива, що містить вуглець (2) у процесі плавки на твердій металозавалці (I-IV періоди плавки – див. рис. 7.50)

ного газу для діючих конвертерів можуть складати до 2,0-2,5 м<sup>3</sup>/(т·хв), кисню - 5<sup>3</sup> м/(т·хв), частина якого буде витрачатися на спалювання твердого вуглецевмісного палива.

В міру прогрівання брухту знижується КВТ, проте для твердого вуглецю він залишається досить високим (0,5-0,6), що зумовлює необхідність зниження витрат природного газу в кінці періоду прогрівання брухту з 1,5-2,00 до 1,0-1,3 м<sup>3</sup>/(т·хв) і перерозподілу кисню (або киснево-повітряної суміші), що підводиться в агрегат, на спалювання твердого палива.

У подальших періодах плавки подача природного газу в агрегат як енергоносія недоцільна. Його витрати повинні складати ~ 10% від кисню, що подається через донні і бічні фурми.

Нагрівання металевої ванни від 1400 до 1600°C в період комбінованого кисневого рафінування розплаву з частковим допалюванням СО до СО<sub>2</sub> шляхом подачі кисню через верхню фурму вимагає окислення вуглецю в кількості ~ 30 кг/т металошихти. Тому на початку цього періоду у ванні конвертера повинен бути запас твердого вуглецю, що забезпечує вказану потребу. В рідкі періоди плавки КВТ твердого палива істотно вищий, ніж природного газу.

Розрахунки і результати досліджень процесу на 10-тонному конвертері показують, що для переробки металошихти, що складається із 100% металевого брухту, питомі витрати природного газу і твердого палива повинні складати відповідно 30-35 м<sup>3</sup>/т і 75-85 кг/т металошихти. Сумарний термічний ККД палива складає 40-45%. Кількість кисню, необхідна для здійснення процесу, складає ~ 110-120 м<sup>3</sup>/т металошихти. При цьому теплотехнічні показники киснево-паливного конвертерного процесу на твердій металошихті перевищують їх для мартенівського скрап-процесу й електроплавки, термічний ККД яких не перевищує 25-30%.

На закінчення слід відзначити, що процес на твердій металозавалці все-таки є екстремальним киснево-паливним варіантом переробки металобрухту в конвертері. Необхідні його тривалі дослідження у напівпромислових і промислових умовах з метою уточнення технологічних і теплотехнічних показників, умов служби футеровки, продуктивності агрегатів. Орієнтовні оцінки показують, що при однаковому об'ємі конвертерів, працюючих звичайним процесом (25% брухту в шихті) і на твердій металошихті, маса садки в останньому випадку для діючих конвертерів повинна бути знижена в 1,2-1,5 раза (необхідний питомий об'єм при роботі на 100% брухту в шихті 1,1-1,2 м<sup>3</sup>/т), що знижує його питому продуктивність на відповідну величину. З урахуванням збільшення необхідних витрат кисню, питома продуктивність конвертерного агрегату знижується на 30-40%.

У зв'язку з цим широке промислове застосування киснево-паливного процесу на твердій металошихті в конвертерному виробництві недоцільне. Його використання може мати місце в умовах відсутності рідкого чавуну, наприклад, на міні-заводах, або для заміни мартенівського скрап-процесу в регіонах зі значними місцевими ресурсами брухту. Для масового сталеплавильного виробництва високоефективними способами переробки підвищених витрат металобрухту є варіанти киснево-паливних конвертерних процесів з часткою брухту до 40-50%.

### **7.5. Конвертери (печі) з оптимізованим використанням енергії – EOF\***

Зупинимось на новому технічному рішенні, що передбачає максимальне для сьогоднішнього рівня техніки корисне використання хімічного і фізичного тепла газів, що відходять, у плавильному просторі – EOF.

\* (Energy Optimizing Furnace) - енергетично оптимізована піч; розробник - фірма KLSF (Німеччина).

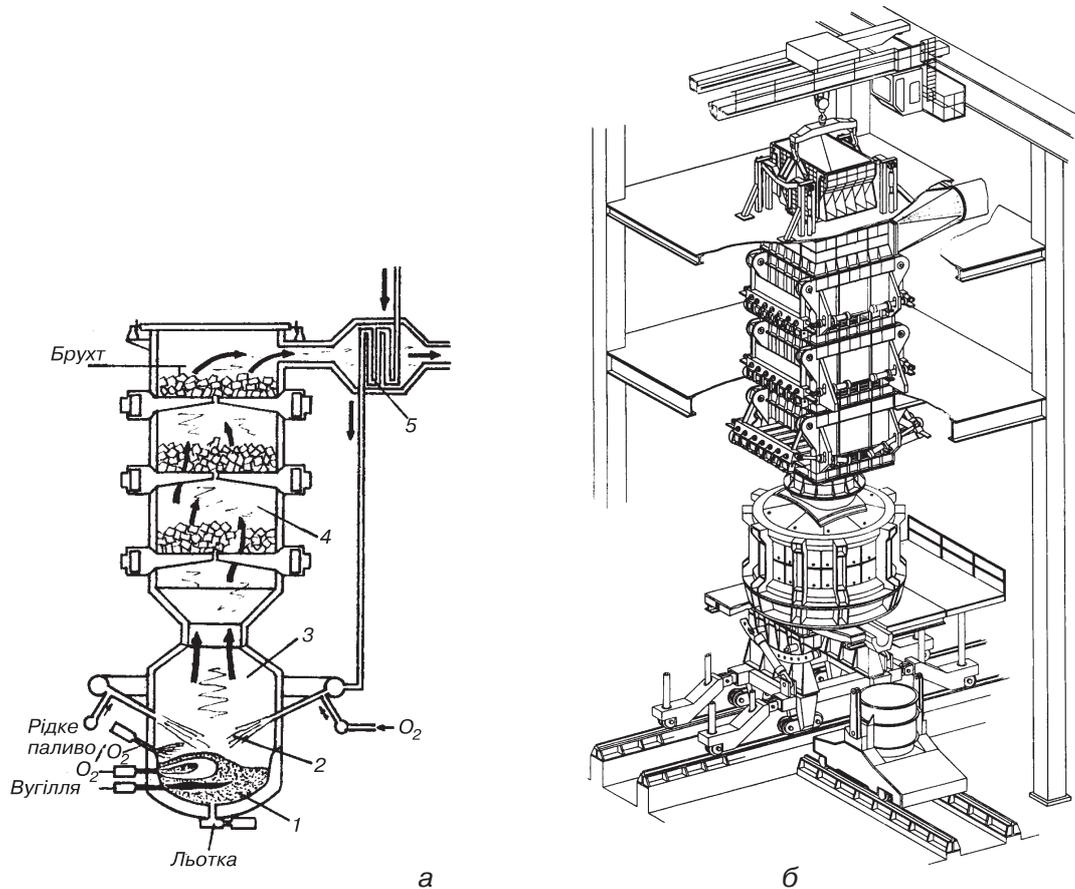


Рис. 7.53. Схема роботи (а) і загальний вигляд (б) конвертера EOF

В EOF (рис. 7.53) є п'ять зон: 1- рідка ванна, де відбуваються реакції рафінування; 2 - газшлакометалева суміш над розплавом, в якій відбувається реакція окислення  $CO$  в  $CO_2$  за рахунок кисню, що вводиться над поверхнею рідкого металу з частковою передачею тепла рідкій ванні; 3 – зона газової фази (до склепіння плавильного простору); в ній окислюються залишки  $CO$  до  $CO_2$ ; менша частина тепла, що виділяється в цій зоні, втрачається, переходячи на водоохолоджувані елементи стін і склепіння, а велика передається у вигляді тепла газів, що відходять, брухту, який знаходиться у підігрівачі 4, розташованому безпосередньо над плавильним простором; 4 – підігрівач шахтного типу для передачі тепла газів, що відходять, брухту і повернення його таким чином у рідку ванну; 5 - нагрівач повітря, що направляється у плавильний простір для допалювання  $CO$  (разом з  $O_2$ ), залишками тепла газів, що відходять.

EOF (див. рис. 7.53) складається із круглої плавильної посудини, яка за формою - щось середнє між кисневим конвертером і електродуговою піччю, футерованної вогнетривкою кладкою і з водоохолоджуваними стінами і склепінням. У поді встановлені фурми типу «труба в трубі», що дозволяють через одні вдувати кисень і через інші - вугільний пил в оболонці азоту або  $CO_2$  в суміші з паром. В корпусі передбачені як інжектори кисню для вторинного окислення, так і кисневі пальники; останні використовуються в основному в періоди очікування або розігрівання агрегату після ремонту.

Над плавильною ємкістю встановлений підігрівач брухту, в якому на трьох рівнях відбувається напівбезперервний підігрів металевого брухту протиточними газами, що відходять. Брухт розподіляється на водоохолоджуваних колосниках (балках), які по дугових траєкторіях можуть бути виведені з печі за допомогою гідравлічних механізмів. При цьому забезпечується рівномірне опускання завалки брухту, поступове й однорідне нагрівання його кусків (навіть прес-пакетів масою до 500 кг і твердого чавуну) до  $\sim 850^{\circ}\text{C}$ . За допомогою киснево-повітряної суміші в зоні 2 доокислюється CO і регулюється кількість газів, що надходять у підігрівач 4.

Підігрівач завантажується краном за допомогою коробів, обладнаних гідравлічними донними затворами. Завантаження проводять на верхній колосник підігрівача, відкривши його водоохолоджувану кришку. Короби при цьому закриті кришкою. Забезпечується герметизація підігрівача брухту, з тим, щоб газу і частинки пилу не потрапляли у навколишнє середовище, а рухалися звичайним шляхом через системи знепилювання і димосос.

З 1982 р. в Бразилії функціонує 30-тонна EOF-піч продуктивністю 200 тис.т на рік; шихта з самого початку складалася з  $\sim 35\%$  брухту і  $\sim 65\%$  чавуну. Логічним результатом ефективного використання енергії в цьому процесі є його розвиток в даний час у напрямі збільшення вмісту брухту в шихті аж до 100%. В режимі переробки шихти з 50% брухту і 50% чавуну забезпечуються такі показники: витрати рідкого палива - 13,8 кг, коксикі - 14,5 кг, кисню -  $83 \text{ м}^3$  на 1 т сталі; тривалість продувки - 36 хв., циклу плавки - 68 хв.

Надійні результати отримані при шихті із вмістом брухту до 70%. Встановлено, що робота з таким вмістом брухту в шихті також економічна з точки зору витрат вугілля і кисню, завдяки чому EOF-піч може бути альтернативою електродуговій печі.

Поряд з мартенівською піччю, EOF-піч є єдиним сталеплавильним агрегатом, який дає можливість економічно використовувати суміш чавуну і брухту в одній ємкості в будь-яких співвідношеннях. Саме різке коливання цін на металобрухт, яке неможливо передбачити наперед, говорить про те, яке економічне значення може мати гнучкість сталеплавильного агрегату відносно режиму роботи. З точки зору роботи у змішаному режимі, EOF-піч придатна для заміни мартенівського процесу. Наприклад, одна 80-тонна EOF-піч може замінити 4-5 мартенівських печей продуктивністю 100 т при використанні основного устаткування і допоміжних пристроїв (рис. 7.54).

EOF-піч є хорошою альтернативою конвертерів невеликої потужності, працюючих ЛД-процесом, завантаження брухту в яких не перевищує 20%. При

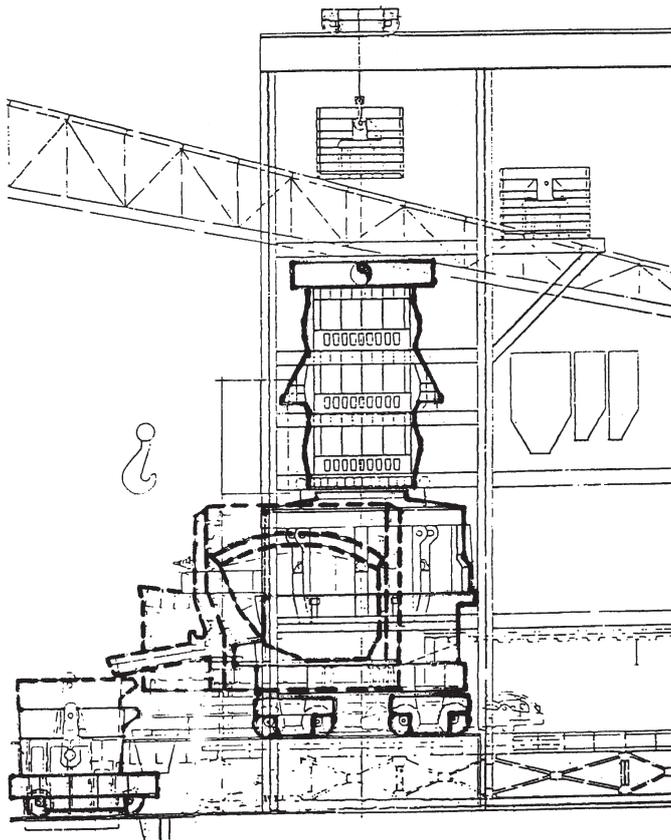


Рис. 7.54. Установка печі EOF у діючому мартенівському цеху

заданій кількості чавуну, обмеженій низькою продуктивністю доменної печі, можна досягти значного зростання виробництва сталі при одночасно різкому зниженні витрат за рахунок використання більш дешевого брухту. EOF-піч працює також економічно, коли при заданій продуктивності по чавуну потужність машин безперервного розливання і установок подальшої переробки сталі вимагає підвищення виробництва рідкої сталі. Іншим значним напрямом застосування є заміна дугових електропечей на EOF-печі. За останні десять років електросталеплавильна технологія оптимізована настільки, що отримати додаткову економію можна лише в незначній мірі. Тому постійне зростання рівня цін на електроенергію у світовому масштабі цілком відобразиться на витратах виробництва електродугових печей.

В цьому випадку EOF-піч представляє собою економічно цікаву альтернативу завдяки роботі на вугіллі і кисневій, і не в останню чергу там, де не можна підключати високопотужні сучасні дугові електропечі до наявної високовольтної мережі або де, внаслідок впливу печі на електромережу, необхідна установка дорогих додаткових пристроїв.

EOF-печі випускаються ємкістю від 30 до 100 т, що відповідає річній продуктивності від 200000 до 600000 т рідкої сталі відповідно. При випуску плавки сталь за якістю не поступається іншим процесам як відносно вмісту небажаних домішок, наприклад, фосфору і сірки, так і відносно вмісту газів у сталі. Марки якісної і легованої сталі вимагають застосування ковшової металургії, загальноприйнятої в даний час.

EOF працюють і будуються в Бразилії, Італії, США, Індії, Угорщині, Туреччині, Німеччині.

Таким чином, агрегати EOF стають альтернативою електродуговим і мартенівським печам, оскільки їх застосування сприяє різкому зниженню потреб сталеплавильного виробництва в електроенергії та енергоносіях.

## 7.6. Продувка фосфористих чавунів

Серед різних варіантів киснево-конвертерних процесів друге місце по питомій вазі посідає продувка зверху високофосфористого чавуну. Цей варіант свого часу отримав значне розповсюдження в країнах Західної Європи і прийшов на зміну томасівському процесу.

Із виразу для константи рівноваги реакції дефосфорації випливає, що

$$a_{[P]}^2 = a_{(CaO)_4 \cdot P_2O_5} / K a_{(FeO)}^5 a_{(CaO)}^4 \quad (7.19)$$

У разі переділу чавуну із звичайним вмістом фосфору для одержання  $[P] < 0,010-0,020\%$  достатньо мати в конвертері активний вапняно-залізистий шлак. При підвищенні у чавуні вмісту фосфору до 0,4-0,5% активність з'єднань фосфору у шлаку, що утворюється при продувці виявляється настільки високою, що для досягнення низьких значень  $[P]$  необхідно мати досить велику масу вапняно-залізистого шлаку. Звичайні добавки вапна і окислювачів вже не забезпечують успіху. Раціональним є скачування шлаку, що містить фосфор, і наведення нового вапняно-залізистого шлаку. Тому скачування шлаку є необхідним технологічним прийомом при переробці фосфористих чавунів (двостадійний або двошлаковий процес).

Оскільки шлак, який одержується при переробці фосфористих чавунів і містить 10-20%  $P_2O_5$ , є цінним добривом, необхідно скачувати його в той момент, коли він представляє максимальну цінність як добриво.

Плавку в конвертері при переробці високофосфористих чавунів можна умовно поділити на два періоди: 1) до скачування шлаку; 2) після скачування шлаку. В деяких випадках його скачують двічі і продувка ділиться на три періоди.

В конвертерному процесі з продувкою чавуну зверху активний рідкотекучий шлак, в якому цілком розчинилися завантажені куски вапна, встигає сформуватися лише наприкінці продувки. При переробці фосфористих чавунів продувка переривається для скачування шлаку. Якщо не вжити спеціальних заходів, то на момент скачування шлаку вапно ще не встигне розчинитися і процес дефосфорації пройде недостатньо повно. Якщо зменшити інтенсивність подачі кисню і збільшити тривалість формування необхідного для дефосфорації шлаку, то продувка істотно подовжиться, погіршаться умови служби футеровки, збільшаться відносні втрати тепла. Тому необхідно забезпечити раннє формування активного залізо-вапняного шлаку. Для вирішення цієї задачі існують різні методи. Частіше всього використовують два: 1) залишення в конвертері залізо-вапняного шлаку попередньої плавки для швидкого наведення шлаку наступної плавки; 2) введення вапна в порошкоподібному стані, що дозволяє швидко прогріти і ошлакувати кожну частинку вапна і сформувати шлак.

На заводі Клекнер Хюттенверк в Хаген-Хаспе (Німеччина) розробили метод продувки киснем зверху, який одержав назву буфер-шлакового процесу.

Особливістю цього методу є м'який режим подачі кисню, при якому протягом значної частини продувки він не вступає у безпосередній контакт з металом при зустрічі з ванною і практично цілком поглинається шлаком. Кисень із шлаку передається металу і витрачається на окислення домішок. За таких умов продувки легко отримати рідкотекучий з досить високим вмістом оксидів заліза шлак, в якому порівняно швидко розчиняється вапно при додаванні його невеликими порціями. Це обумовлює порівняно швидке наростання фосфоропоглинальної здатності шлаку, швидкий перебіг знефосфорування разом із зневуглецюванням і отримання низького вмісту фосфору на момент досягнення кінцевого вмісту вуглецю.

Усунення безпосереднього контакту кисню, що вдувається, з металеву ванною досягається шляхом підбору форми кисневого сопла, відстані сопла від поверхні ванни і тиску кисню.

Перед початком продувки в конвертер досаджують одну третину всієї кількості вапна, що витрачається на плавку, і приблизно таку ж кількість залізної руди. Початок продувки – кілька хвилин – проводять при зменшеній відстані сопла від поверхні ванни і підвищеному тиску кисню, що обумовлює проникнення кисневого струменя у метал, швидке розігрівання ванни й утворення початкового рідкотекучого шлаку. Потім сопло піднімають, тиск кисню зменшують і при режимі, коли майже виключений контакт кисневого струменя з металом, продувку ведуть до моменту зупинки її для скачування шлаку або, якщо працюють без скачування шлаку, до кінця операції. В процесі продувки невеликими порціями присаджують вапно і залізну руду. Після скачування шлаку додають вапно і, якщо необхідно для охолодження операції, брут.

При веденні продувки буфер-шлаковим процесом часто спостерігаються спінення і викиди. Тому питомий обсяг конвертерів для роботи таким процесом повинен бути більший, ніж при інших методах продувки.

Оскільки при буфер-шлаковому процесі протягом значної частини продувки кисень не має безпосереднього контакту з металом і усувається утворення локальної високотемпературної зони, бурий дим виділяється лише протягом 20-25% тривалості продувки, коли працюють із введенням кисневого струменя в метал. Це позитивна особливість буфер-шлакового процесу.

Сталь, отримана буфер-шлаковим процесом із високофосфористих чавунів, за якістю не поступається мартенівській.

Головними особливостями розробленого в 1956 р. на заводі в Помпе (Франція) процесу, названого Помпе-процесом, є використання сортового вапна для наведення високоосновного шлаку (розмір кусків - від 10 до 30 мм), скачування шлаку в середині продувки, наведення другого шлаку і залишення його в конвертері після випуску металу, опускання в

процесі продувки фурми. Кінцевий шлак, що залишається в конвертері, містить близько 50% CaO, 25-30% FeO, 6-10% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, що забезпечує прискорення шлакоутворення в першому періоді наступної продувки; зменшення втрат заліза, витрат вапна і кисню; збільшення маси кондиційного фосфат-шлаку з високим вмістом P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>; зниження собівартості сталі на 4% в порівнянні з роботою без використання кінцевого шлаку.

До заливки чавуну в конвертер завантажують кускове вапно в кількості 20-25% загальних витрат на плавку і повільно протягом 4-5 хв. зливають чавун, що містить 1,7% P; 0,45% Si; 0,4% Mn. Як і в буфер-шлаковому процесі, продувку починають при низькому положенні фурми і високому тиску кисню.

Після розігрівання металу для утворення рідкотекучого залізного шлаку піднімають фурму і вводять порціями, 4-5% від маси чавуну, залізну руду. Потім повторно опускають фурму і невеликими порціями додають 3-4% вапна. Сипучі вводять без припинення продувки, використовуючи конвейери, вібраційні жолоби і водоохолоджувані труби.

В кінці першого періоду до складу металу входить 1-1,5% C, менше 0,2% P і 0,25% Mn. Температура металу перед скачуванням шлаку, що містить 20-25% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, до 50% CaO і близько 10% FeO, коливається в межах 1550-1600°C.

Після скачування першого шлаку в конвертер завантажують 10-15% брухту, продувку ведуть при високому положенні фурми і зниженому тиску кисню, досаджують порціями 1-1,5% руди і 6-7% вапна. Другий період приблизно удвічі коротший за перший. Загальна тривалість продувки дорівнює 20-25 хв., цикл плавки триває 35-40 хв. Витрати кисню складають 50-60 м<sup>3</sup>/т сталі, вихід придатної сталі досягає 88,4%. При охолодженні металу лише бруттом його витрати становлять 30% від маси сталі, в разі охолодження лише рудою - 8,5%.

За цією технологією із чавуну з 1,5-2% P одержують як киплячу, так і спокійну мало-, середньо- і високовуглецеву і низьколеговану сталь, що містить 0,02-0,03% P. Метал не поступається за якістю мартенівському аналогічних марок.

Процес Помпе має наступні недоліки: знижена продуктивність, підвищені втрати металу з викидами і знос футеровки.

Одним з найпоширеніших варіантів переділу високофосфористих чавунів є процес із вдуванням у ванну в струмені кисню порошкового вапна і скачуванням проміжного шлаку, розроблений в кінці 50-х років науково-дослідним центром IRSID (Франція) спільно з бельгійськими металургами. Цей процес одержав назву ЛД-АЦ.

У спеціальному бункері-диспергаторі мелене вапно підтримується в завислому стані. Із нижньої його частини воно ежектується струменем кисню у пилопровід, а потім – у фурму. Тонкість помелу вапна складає 0,08-0,8 мм (в основному 0,08-0,14 мм). При таких малих розмірах часток вапна різко інтенсифікується масоперенос в мікрогетерогенній системі "шлак-тверді частки" через збільшену питому поверхню останніх, оскільки сумарна поверхня часток зростає обернено пропорціонально їхньому розміру.

Для переділу фосфористих чавунів переваги застосування порошкоподібного вапна в порівнянні з кусковим безперечні. На відміну від Помпе-процесу ЛД-АЦ процес характеризується значним зниженням питомих витрат вапна завдяки більш повному його засвоєнню у шлаку; збільшенням виходу придатної сталі у зв'язку з меншою кількістю шлаку; зниженням втрат металу з винесенням і викидами завдяки ранньому наведенню шлаку і спокійному перебігу продувки.

Основні особливості технології ЛД-АЦ процесу полягають у наступному. На початку плавки, до зливання чавуну в конвертер, завантажують більшу частину брухту, близько 1/3 всього вапна, що витрачається (в кусках), 1% бокситу і 2% залізної руди (від маси сталі).

Протягом перших 4-5 хв. продувки порошкове вапно до кисню не додають, щоб уникнути посилення викидів металу, а також починають його вдування. Для збагачення шлаку оксидом заліза фурму піднімають, а якщо в подальшому розвиваються викиди шлаку (при надто високому вмісті оксиду заліза в ньому), фурму опускають. При досягненні приблизно 1% вуглецю

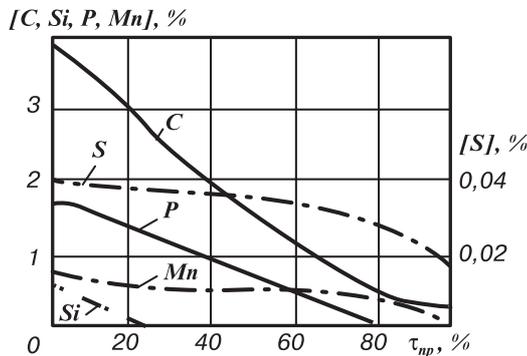


Рис. 7.55. Зміна складу металу при продувці ванни зверху киснем (ЛД-АЦ процес)

продувку зупиняють і скачують шлак. У цей момент  $[P] \leq 0,2\%$ . У шлаку, що скачали, міститься 20-24%  $P_2O_5$ , 8-10% FeO, близько 48% CaO і 10%  $SiO_2$ . Тривалість періоду від початку продувки до моменту скачування складає в середньому 14 хв. Після скачування шлаку при високій температурі ванни присаджують брухт або руду, відновлюють продувку з подачею у струмені кисню пілоподібного вапна. Другий, заключний період триває 3-5 хв. Після закінчення продувки, загальна тривалість якої складає 16-20 хв., зливають шлак і випускають метал у ківш, де сталь розкислюють. Питомі витрати кисню складають  $55 \text{ м}^3/\text{т}$  сталі, вапна при роботі без залишення кінцевого шлаку - 120-160 кг/т, чавуну - 60-80 кг до спуску шлаку,

а в разі його залишення - 100-130 кг/т, сталевих брухту - близько 250-270 кг/т чавуну. Середній вміст у первинному шлаку, що спускається,  $P_2O_5$  дорівнює 22%.

Технологія ЛД-АЦ процесу дозволяє отримати низький вміст фосфору і зупинити продувку на заданому вмісті вуглецю, не вдаючись до передувки, не тільки при виплавці мало-вуглецевих, але й сталей з підвищеним [C] в готовому металі.

Іноді ЛД-АЦ процес ведуть із залишенням в конвертері кінцевого шлаку і використанням його в наступній плавці. При цьому забезпечується раннє утворення гомогенного, активного вапняного шлаку, що створює сприятливі умови і для видалення сірки з металу, ступінь його десульфурації досягає 60-70% від первинного вмісту сірки у чавуні.

На рис. 7.55 показано зміну складу металу, виплавленого ЛД-АЦ процесом. Звертає на себе увагу швидке видалення фосфору і сірки з металу з самого початку продувки.

Продувка фосфористого чавуну в конвертерах з верхнім кисневим дуттям за результатами знесірчування близька до роторного і Кал-До процесів і перевершує звичайний томасівський переділ, оскільки спостерігаються більш раннє формування активного шлаку і велика інтенсивність видалення сірки в процесі продувки.

При продувці фосфористого чавуну найінтенсивніше окислення фосфору відбувається на початку плавки, коли основність шлаку і його кількість швидко зростають і вміст оксидів заліза у шлаку підвищений (рис. 7.56). В цей період зміна вмісту фосфору добре описується рівнянням

$$[P] = [P_0] e^{-k\tau}, \quad (7.2)$$

де  $[P]$  і  $[P_0]$  – відповідно поточний і початковий вміст фосфору в металі;  $\tau$  – час від початку продувки.

В кінці плавки, особливо на низьковуглецеву сталь внаслідок швидкого зростання кількості шлаку і його основності, вміст фосфору знижується. В середині продувки у зв'язку із зростанням температури, зниженням окисленості шлаку і слабким зростанням основності вміст фосфору в металі істотно не змінюється або спостерігається деяке відновлення фосфору при вмісті вуглецю 0,5-1,5%.

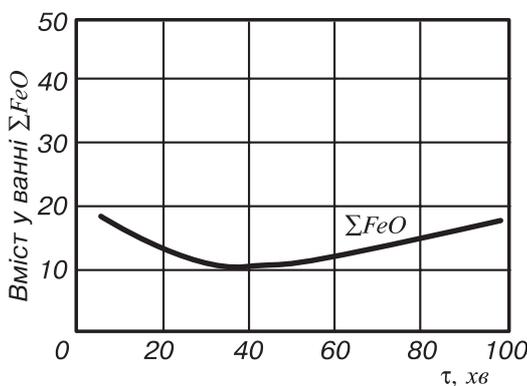


Рис. 7.56. Зміна вмісту  $\Sigma FeO$  в період продувки

Із зростанням вмісту оксидів заліза у шлаку звичайно дефосфорація все більше випереджає зневуглецьовування і відповідно збільшується відношення  $\Delta P/\Delta C$ .

Для швидкого розчинення кускового вапна і забезпечення ранньої дефосфорації бажано мати в первинному шлаку ( $Fe_{заг} \geq 20\%$ ). Підйом фурми на початку продувки або після випуску проміжного шлаку, а також зниження тиску дуття до певних меж, обумовлюючи підвищення вмісту оксидів заліза у шлаку, сприяє розчиненню вапна і прискоренню дефосфорації. Однак при цьому сповільнюється зневуглецьовування і перемішування ванни, що може викликати огрудкування вапна і негативно вплинути на шлакоутворення і дефосфорацію. Такий вплив перемішування ванни на вміст оксидів заліза у шлаку, шлакоутворення і дефосфорацію виявлено і в дослідях переділу фосфористого чавуну в конвертері з комбінованим дуттям: повітрям знизу і киснем зверху.

При підвищеному вмісті фосфору у чавуні для отримання низьких концентрацій фосфору в сталі іноді скачують проміжний шлак і наводять новий в середині продувки, а також вживають заходів для забезпечення високого вмісту CaO в кінцевому шлаку. Скачування доцільно проводити при досягненні максимального коефіцієнта розподілу фосфору. Звичайно цей максимум  $L_p$  досягається при вмісті вуглецю у ванні близько 1,5-2.

Суттєвою кінетичною особливістю процесу переділу високофосфористого чавуну в порівнянні з продувкою передільного чавуну є більше віддалення розподілу фосфору в системі шлак-метал від рівноваги в початковий період інтенсивного його окислення (а також, очевидно, і в кінці плавки на низьковуглецеву сталь), що обумовлено більшою швидкістю окислення фосфору і значною кількістю шлаку в конвертері. Це частково відноситься і до розподілу марганцю та кремнію.

Забезпечення ранньої дефосфорації, випереджаючої зневуглецьовування, при продувці зверху фосфористого чавуну необхідне не тільки для підвищення якості сталі, створення умов зупинки продувки на заданому вмісті вуглецю, але й для того, щоб не затягнути дефосфорацію до зони низького вмісту вуглецю [C]. Інакше створюються значні труднощі при видаленні фосфору, тому що в кінці плавки відбувається слабке перемішування ванни і повільне зневуглецьовування.

В конвертерах з донною продувкою киснем шлакоутворення і дефосфорація відбуваються повільніше, ніж у конвертерах з верхнім підведенням дуття.

### 7.6.1. Кал-До процес

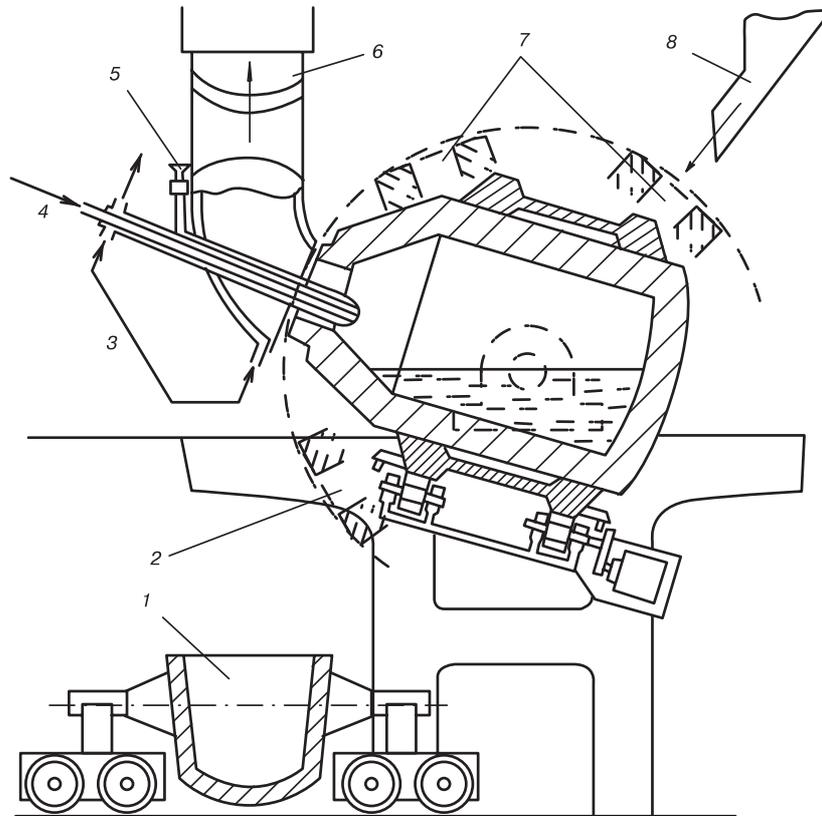
Кал-До процес був розроблений з метою збільшення частки брухту в металошихті за рахунок допалювання  $CO \rightarrow CO_2$ . Кал-До конвертер здатний обертатися зі швидкістю  $0,5 \text{ c}^{-1}$ . Поздовжня вісь його під час обертання при продувці розташована під кутом  $17-20^\circ$  до горизонту (рис. 7.57). Процес розроблений у Швеції Б. Каллінгом на фірмі Домнаверт і признався для переділу високофосфористих чавунів.

Конвертери Кал-До застосовувались у ряді країн Європи, Північної Америки і Японії. Їх садка складає від 30 до 160 тонн.

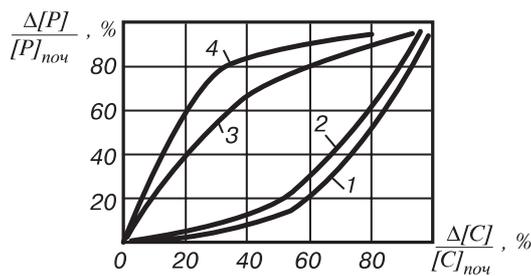
Футеровка конвертера Кал-До виконується із смолодоломітової і магнезитової цегли. Привід конвертера забезпечує його обертання і поворот відповідно навколо поздовжньої і горизонтальної осей.

Кисень чистотою не нижче 95% під тиском  $0,3 \text{ МПа}$  подається через горловину конвертера по водоохолоджуваній фурмі, встановлюваній над поверхнею ванни під кутом  $26^\circ$  до горизонту. Завантаження твердих присадок, випуск сталі і шлаку, а також відведення газів, що утворюються під час продувки, здійснюється через горловину.

При обертанні конвертера створюються сприятливі умови для перемішування ванни. Допалювання монооксиду вуглецю в конвертері сприяє інтенсивному нагріванню ванни і формуванню активного вапняно-залізного шлаку і раннього швидкого окислення фосфору ( $2[P]+5(FeO)+3(CaO) \rightarrow (3CaO \cdot P_2O_5)+5[Fe]$ ). Швидко окислення фосфору на початку продувки в Кал-До конвертері пов'язане зі значною площею розподілу.



**Рис. 7.57. Конвертер Кал-До:** 1 - ківш; 2 - положення конвертера при випуску сталі; 3 - подача охолоджувальної води; 4 - подача кисню; 5 - подача порошкоподібних матеріалів через фурму; 6 - пересувний газовідвід; 7 - положення конвертера при завантаженні шихти; 8 - подача вапна і руди



**Рис. 7.58. Взаємозв'язок відносних кількостей окисленого фосфору і вуглецю при різних способах продувки томасівського чавуну:** 1 - продувка через дно повітрям; 2 - продувка через дно повітрям, збагаченим киснем; 3 - продувка зверху киснем і додавання порошкового вапна; 4 - продувка в конвертері, що обертається

Співвідношення процесів окислення вуглецю і фосфору при різних способах продувки фосфористого чавуну показане на рис. 7.58.

При процесі Кал-До (крива 4) з самого початку продувки створюються вельми сприятливі умови для формування шлаку з високою фосфоропоглинальною здатністю, що забезпечують швидку і повну дефосфорування металу при підвищеному вмісті вуглецю. Процесом Кал-До переробляються як фосфористі (1,6-2,2% P), так і малофосфористі (~0,1% P) чавуни.

Опишемо технологію переробки фосфористого чавуну в конвертері Кал-До: до заливання чавуну завантажують брут (50-70% загальної кількості) на залишений у конвер-

тері кінцевий шлак і вапно в кількості 55 кг/т сталі. Після заливки чавуну і продувки протягом 10-12 хв. додають залишок брухту. Первинний шлак, який містить 18-24%  $P_2O_5$ , скачують при вмісті 0,03-0,04% [P] і 0,3-1% [C]. Після додавання на 1 т сталі по 8 кг вапна і руди ванну продувають до одержання заданого вмісту вуглецю і для загущення шлаку вводять 25 кг вапна.

Кал-До процес, на відміну від ЛД і ЛД-АЦ процесів, характеризується наступними особливостями:

1) малий тиск дуття і подача його під кутом  $26^\circ$  до горизонту обумовлює невелику швидкість і глибину проникнення струменя кисню в метал. Тому домішки окислюються, в основному, через шлак;

2) монооксид вуглецю CO, що виділяється з ванни, допалюється незасвоєним ванною киснем до  $CO_2$  у межах конвертера, внаслідок чого додаткове надходження тепла дозволяє збільшити кількість руди (до 17%) або брухту (до 48% від маси металеві шихти);

3) обертанням конвертера регулюється перемішування металу і шлаку, що забезпечує ефективне керування перебігом реакцій у ванні;

4) при обертанні конвертера футеровка нагрівається від спалювання  $CO \rightarrow CO_2$  вище рівня ванни, який знаходиться в зоні високих температур. Потрапляючи під метал і шлак, перегріта футеровка віддає їм тепло, що дещо знижує швидкість її зносу;

5) об'єм газів, що відходять, у 6-8 разів менший, ніж у звичайних конвертерах, що дозволяє спростити конструкцію і габарити очисних установок.

Переваги Кал-До процесу полягають у наступному:

1) значна частка брухту в металевій шихті (до 45-48%);

2) більш високий вихід рідкої сталі (91-93%);

3) можливість регулювання перебігу реакцій за рахунок поєднання змін швидкості обертання, положення фурми і інтенсивності продувки;

4) високий коефіцієнт використання тепла в агрегаті, обумовлений допалюванням CO до  $CO_2$  в конвертері;

5) глибока десульфуріяція металу, обумовлена значною кількістю шлаку в конвертерній ванні, високим коефіцієнтом розподілу  $L_S$ ;

6) менші капітальні витрати.

Суттєвими недоліками Кал-До процесу є: велика тривалість продувки і циклу плавки, складність конструкцій механізмів обертання конвертера масою 500 т, високі питомі витрати вогнетривів, значні питомі капітальні витрати.

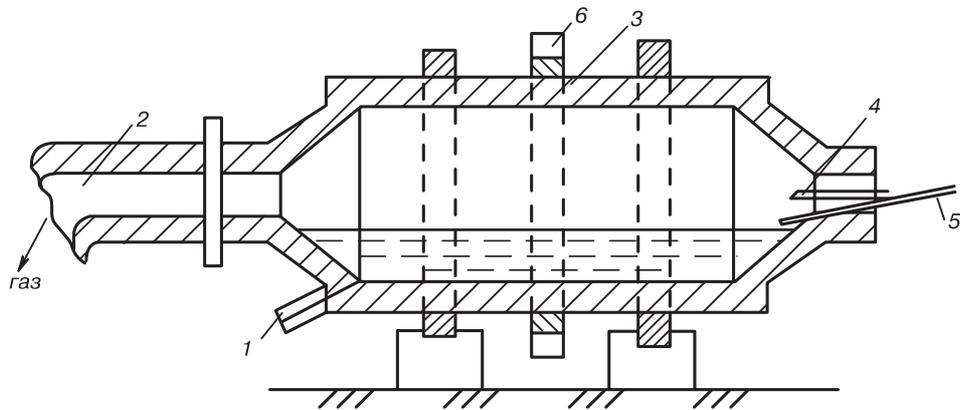
### 7.6.2. Роторний процес

З метою успішного проведення попередніх дефосфорації і десиліконізації чавуну застосовують роторний процес. Проте в роторі можна одержувати і сталь. Роторний процес здійснюється в горизонтально розташованому циліндричному агрегаті, що обертається зі швидкістю  $\sim 0,07 \text{ c}^{-1}$  (рис. 7.59).

Роторні печі використовуються у ряді країн світу. При ємності 60 і 90 т ротори мають відповідно наступні розміри, м: довжину - 14,6 і 14,7; зовнішній діаметр - 3,7 і 4,0; внутрішній діаметр - 2,7 і 3,0.

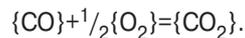
В обох торцевих стінках кожного ротора зроблені отвори діаметром 0,6-0,8 м. Через передній отвір завантажують тверді матеріали і заливають чавун. У цей же отвір вводять водоохолоджувальні кисневі фурми. Через інший отвір, з боку зливу металу і шлаку, відводяться гази. У цій же торцевій стінці є сталевипускний отвір і шлакова льотка. Футеровка складається із двох шарів: робочого набивного із смолодоломітової маси і постійного шару з магнезитової цегли.

Перед продувкою в ротор завантажують вапно і залізну руду і заливають рідкий чавун. Потім його повертають у положення продувки, при якому поздовжня вісь розташовується на одній лінії з каретками, які переміщують дві кисневі фурми і димовловлюючий камінь.



**Рис. 7.59. Схема роторної печі:** 1 - випускний отвір; 2 - газовідвід; 3 - ротор; 4 - подача вторинного кисню; 5 - подача первинного кисню; 6 - механізм обертання

Через нижню фурму, занурену в метал на глибину близько 250 мм, вводять первинний кисень чистотою 95-99% під надмірним тиском 0,6 МПа з інтенсивністю 4000 м<sup>3</sup>/год. Через верхню фурму в робочий простір подають розведений азотом вторинний кисень чистотою 70-75% O<sub>2</sub> під надмірним тиском 0,3 МПа з інтенсивністю 6000 м<sup>3</sup>/год. Первинний кисень окислює домішки металу, а верхнє дуття служить, в основному, для допалювання моноуглецю CO до CO<sub>2</sub>. Продувка звичайно триває 40-50 хвилин. Завдяки цьому утилізується тепло від реакції



При роторному процесі фосфор інтенсивно окислюється, випереджаючи окислення вуглецю при [C]=2%, [P]>0,1%. При концентрації вуглецю [C]=2% спускають шлак, потім додають вапно і руду для наведення повторного шлаку.

Після закінчення продувки фосфористого чавуну кінцевий шлак залишають у роторі і використовують в наступній плавці. Шлак, що випускається, містить 18-20% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> і використовується як сільськогосподарське добриво.

Раннє окислення фосфору дозволяє виплавляти в роторах високовуглецеві сталі. В них також освоєна виплавка якісних сталей.

У порівнянні з Кал-До процесом роторний процес має наступні недоліки: велику тривалість продувки і плавки (близько 2 год.), громіздке устаткування і нижчі техніко-економічні показники.

Для використання роторного процесу необхідно вирішити питання про значне підвищення стійкості агрегату, його охолодження.

### 7.7. Продувка високомарганцевистих чавунів

При переділі високомарганцевистого чавуну ставляться наступні задачі: виплавити природнолеговану марганцевисту сталь і отримати високомарганцевистий шлак, який у подальшому можна використовувати як сировину для виробництва феромарганцю і силікомарганцю.

Першу задачу неважко виконати, тому що окислення і видалення зі шлаком зайвого марганцю здійснюється при відносно низькій температурі в початковий період.

Щоб виробництво феросплавів із марганцевистого шлаку було економічно вигідним, необхідно, щоб вміст MnO в ньому був не менше 45%, відношення вмісту марганцю до вмісту заліза не менше 6,5, відношення вмісту фосфору до вмісту марганцю не більше 0,0035.

В цьому випадку повинна бути застосована технологічна схема, що забезпечує якнайповніший перехід марганцю з металу у шлак в початковий період продувки і після відділення шлаку від металу доведення отриманого напівпродукту до готової сталі.

Процес окислення марганцю в конвертері вивчений достатньо. Марганець зберігається у ванні в значних концентраціях протягом всієї продувки. У початковому періоді плавки марганець окислюється у вторинній реакційній зоні. Після видалення основної його частини і початку інтенсивного вигоряння вуглецю він окислюється конвертерним шлаком. Згідно з розрахунками, після початкового періоду рівноважний вміст Mn в металі в 1,6-2 рази для верхньої і в 1,2 рази - для донної продувки менший за фактичну концентрацію. Чим вища інтенсивність перемішування металу зі шлаком, тим ближчий до рівноваги процес перерозподілу марганцю між металом і шлаком. Вміст марганцю у продутому металі в значній мірі залежить від складу шлаку.

Підвищення окисленості шлаку приводить до зниження залишкової концентрації Mn у металі. Оскільки реакція окислення Mn екзотермічна, то підвищення температури металу в процесі і в кінці продувки супроводжується зростанням залишкових концентрацій марганцю.

При переробці чавуну з високою концентрацією Mn або внесенні у шлак матеріалів, що містять марганець, збільшуються вміст MnO у шлаку і залишкова концентрація Mn в металі.

При донній продувці для одержання рідкотекучого шлаку необхідно передувати метал і збільшувати тим самим вміст у ньому  $\Sigma FeO$ . З урахуванням цього, переваги донної продувки (низька окисленість шлаку і можливість отримання високої залишкової концентрації Mn в металі) не реалізуються.

Розподіл марганцю між металом і шлаком можна розглянути, виходячи з умов рівноваги реакції



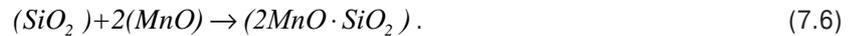
$$\lg K_{Mn} = \lg \frac{a_{MnO}}{a_{Mn} a_{FeO}} = \frac{6440}{T} - 2,95, \quad (7.4)$$

а

$$\frac{a_{MnO}}{a_{Mn}} = K_{Mn} (FeO). \quad (7.5)$$

Таким чином, переходу марганцю з металу у шлак сприяє ведення продувки при відносно низькій температурі ванни (значення  $K_{Mn}$  збільшується з пониженням температури) і високому вмісту оксиду заліза у шлаку, низькому коефіцієнті активності оксиду марганцю ( $\gamma_{MnO}$ ) і ( $MnO$ ) і високому ( $\gamma_{FeO}$ ). У зв'язку з тим, що вміст оксиду заліза у шлаку повинен обмежуватись для забезпечення високого відношення вмісту марганцю і заліза у шлаку, життя технологічних заходів по підвищенню вмісту оксидів заліза у шлаку виключається, і головним способом досягнення найповнішого переходу марганцю з металу у шлак є обмеження температури металу в початковий період продувки.

Оксиди марганцю утворюються в продуктах вторинної реакційної зони, які потім переходять у шлак. Продукти окислення Mn після переходу у шлак взаємодіють з кремнеземом за реакцією:



Ця реакція посилює процес окислення домішок.

Для отримання як можна нижчого вмісту  $P_2O_5$  в марганцевистому шлаку, що необхідно для забезпечення необхідного відношення (P)/(Mn), вміст (CaO) повинен бути мінімальним. Тому вапно в першій половині продувки присаджувати не слід. Це вигідно з точки зору зменшення загальної кількості шлаку і одержання завдяки цьому як можна вищого вмісту (MnO).

Були проведені дослідження по переділу високомарганцевистих чавунів у 10-тонному конвертері, футерованому магнезитовою цеглою, з подачею кисню зверху. Продували чавуни, які містили 3,8-4,4% C, 3,8-7,3% Mn, 0,36-1,00% Si, 0,06-0,17% P, 0,023-0,045% S. Кількість скрапу, залежно від складу чавуну, коливалася в межах 22-36% до маси чавуну. Присадка скрапу забезпечувала необхідне обмеження температури металу в першій половині плавки. В момент скачування марганцевистого шлаку температура металу складала 1500-1520°C. Вапно в першому періоді плавки не присаджували.

Продувку вели з витратами кисню 30-40 м<sup>3</sup>/хв. Висота фурми від рівня спокійної ванни складала 1200-1300 мм. Перший період продувки в середньому тривав 8 хв. Після продувки обробляли сталевипускню лютку і зливали метал у ківш, а шлак видавали у шлаковню. Одержуваний напівпродукт містив 2,0-2,3% C. Потім сталевипускний отвір закривали, зливали напівпродукт у конвертер, додавали вапно і вели продувку до одержання сталі необхідного складу. Тривалість другого періоду продувки в середньому складала 9 хв.

Були отримані наступні результати при середньому вмісті марганцю в чавуні 5,7%: залишок марганцю в напівпродукті – 1,13%; вміст MnO в марганцевистому шлаку – 60,5%; кількість марганцевистого шлаку – 7,25% від маси чавуну, ступінь окислення марганцю з чавуну у шлак – 80%; відношення вмісту марганцю і заліза в марганцевистому шлаку 4,6; відношення вмісту фосфору і марганцю 0,0018; вміст сірки і фосфору в напівпродукті відповідно 0,020% і 0,076%; склад марганцевистого шлаку: 60,5% MnO; 9,5% FeO; 4,05% Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 17,0% SiO<sub>2</sub>; 5,2% CaO; 0,19% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>.

Питомі витрати кисню на плавку склали в середньому 62,3 м<sup>3</sup>/т чавуну, а скрапу і вапна – відповідно 26,4 і 5,3% від маси чавуну.

Для найбільш повної видачі високомарганцевистого шлаку у шлаковню після закінчення першого періоду плавки необхідно забезпечити оптимальну рухливість шлаку. Встановлено, що на рухливість високомарганцевистого шлаку вирішально впливає вміст у ньому кремнезему. При вмісті SiO<sub>2</sub> менше 16% шлак надто густий, а при вмісті його більше 20% – шлак рідкий. Оптимальний вміст SiO<sub>2</sub> у шлаку – 18-20%.

В технологічній схемі одержання марганцевих феросплавів із конвертерних високомарганцевистих шлаків при недостатньо високому значенні відношення (Mn)/(Fe) у цих шлаках повинно бути передбачено отримання в окремому агрегаті деякої кількості беззалізного низькофосфористого шлаку, який додається при складанні шихти феросплавної печі.

Кінцеві конвертерні шлаки, що мають відносно високий вміст MnO, доцільно використовувати в доменних печах замість марганцевої руди.

Киснево-конвертерний переділ високомарганцевих чавунів застосовується на металургійних комбінатах Болгарії (Кремиковський металургійний комбінат), у В'єтнамі та Алжирі. В Росії така технологія розглядалася для переділу чавуну з залізомарганцевих руд Атасуїнського родовища.

## 7.8. Продувка ванадієвих чавунів

Одним із найцінніших і дорогих легуючих елементів при виробництві сталі є ванадій. Навіть невеликий його вміст значно поліпшує механічні та експлуатаційні властивості сталі.

Переділ ванадієвмісного чавуну проводиться за комплексною технологічною схемою добування ванадію з мінеральної сировини. Ця схема включає виплавку чавуну зі збагачених ванадієвмісних залізорудних матеріалів, переведення ванадію в шлак у вигляді оксиду  $V_2O_5$  при окислювальному рафінуванні чавуну в конвертері і подальшу переробку шлаку з метою отримання чистого п'ятиокису ванадію і ферованадію.

Спочатку ванадієвий чавун переробляли скрап-рудним процесом в основних мартенівських печах. Такий монопроцес був недостатньо економічний: продуктивність печей значно знижувалась; ступінь виділення ванадію в шлак був недостатнім (65-70%); умови праці, особливо операції скачування шлаку, важкими.

Згодом був розроблений більш економічний дуплекс-процес бесемерівський конвертер – основна мартенівська піч. Такий процес на Чусовському металургійному заводі дозволив підвищити ступінь виділення ванадію до 88-89%, а ( $V_2O_5$ ) – до 13-14%. Спочатку для першої стадії переділу застосовували 22-тонний кислий конвертер із донним повітряним дуттям. Згодом кислу футеровку замінили основною (магнезитовою), що дало змогу збільшити її стійкість.

Родовища ванадієвих руд зустрічаються рідко, основним джерелом задоволення потреб промисловості у ванадії є переробка комплексних руд, серед яких основну роль відіграють титаномагнетитові руди. Із цих руд або збагачених концентратів в доменних або електричних печах одержують чавун, рафінування якого дозволяє перевести ванадій у шлак.

Для рафінування ванадієвмісного чавуну використовують складні і дорогі агрегати. Так, на заводах у Вітбенку (ЮАР) чавун, виплавлений із заздалегідь відновленої руди в руднотермічних електропечах типу «ЕСКЕМ», піддають продувці киснем у ковшах, які струшуються, а напівпродукт продувають в кисневих конвертерах.

Переділ ванадієвмісних чавунів може бути значно спрощений і здешевлений, якщо замість описаних проміжних операцій, призначених для виділення ванадію з чавуну у шлак, використовувати безперервний процес. Дослідження процесу деванадації чавуну при струминному рафінуванні виконано в ДонНДІЧорМеті. Для струминного рафінування чавуну використовували установку типу конструкції BISRA, яка переробляла за одне дослідження 150 кг чавуну.

Подачу окислювальних газів до реакційної камери здійснювали за допомогою соплових коробок, які мають 6 сопел діаметром 4 мм (при використанні стислого повітря), або 8 сопел по 2 мм (при використанні кисню). Кут перетину осі сопел з вертикальною віссю становив відповідно  $32^\circ$  і  $20^\circ$ .

Для правильної організації процесу важливо знати, на якому ступені реакції рафінування завершуються і наскільки велика роль шлаку.

Із термодинамічних умов окислення ванадію випливає, що надмірне підвищення температури несприятливо впливає на ступінь деванадації  $\delta_v$ , зменшуючи співвідношення між кількістю окисленого ванадію, з одного боку, і вуглецю та заліза - з іншого. У ряді досліджень встановлено, що температура металу в кінці періоду деванадації при продувці в кисневих конвертерах не повинна перевищувати  $1420^\circ\text{C}$ . В кисневих конвертерах при деванадації чавуну охолодження металу проводять залізною окалиною або залізорудним концентратом, присаджуваними у ванну в процесі продувки. При дослідженні процесу деванадації чавуну в агрегаті струминного рафінування було випробувано охолодження металу.

Інший спосіб полягає у розведенні кисню азотом і використанні азоту як охолоджувача.

Розробка режиму процесу струминного рафінування ванадієвмісного чавуну, що забезпечує максимальну концентрацію  $V_2O_5$  у шлаку і досить повне виділення ванадію з чавуну, полягає

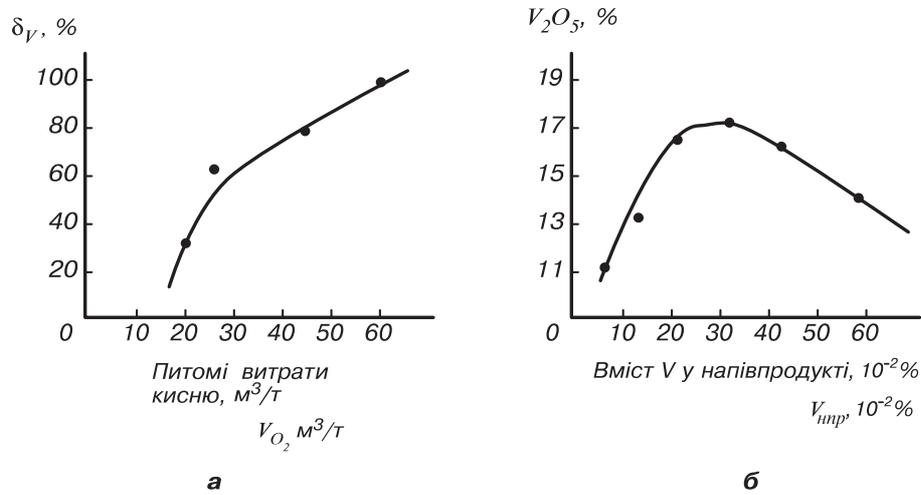


Рис. 7.60. Закономірності деванадації чавуну

ла у виборі оптимальних співвідношень витрат чавуну і окислювального газу та регулюванні температури металу введенням охолоджувачів. В ході експериментів було встановлено, що при рафінуванні киснем його питомі витрати, які забезпечують достатню повноту деванадації, складають 50-60  $m^3/t$ , що значно перевищує теоретичну потребу у кисневій і фактичні показники, досягнуті при промисловій деванадації чавуну на Нижньо-Тагільському металургійному комбінаті (15-20  $m^3/t$ ). Це пояснюється тим, що внаслідок малих розмірів експериментальної установки неможливо виготовити кисневі сопла у вигляді сопел Лавалю, а обмежені питомі витрати газу (15-20  $m^3/t$ ) не могли забезпечити при циліндричній формі перерізу сопел достатній ступінь дроблення струменя чавуну на краплі.

Ступінь деванадації чавуну збільшується при підвищенні питомих витрат кисню. Концентрація  $V_2O_5$  у шлаку також підвищується при збільшенні питомих витрат кисню, проте лише до деякої межі. При подальшому підвищенні питомих витрат кисню концентрація  $V_2O_5$  у шлаку зменшувалась (рис. 7.60).

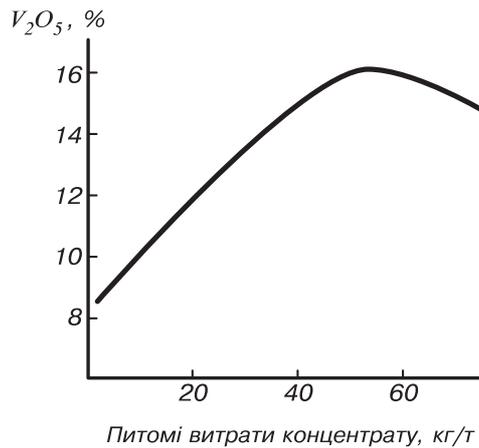


Рис. 7.61. Залежність концентрації  $V_2O_5$  у шлаку від питомих витрат залізорудного концентрату

Такий характер залежності пояснюється одночасним окисненням ванадію і заліза, оксиди якого розбавляють шлак, зменшуючи в ньому концентрацію  $V_2O_5$ . При зниженні температури процесу створюються більш сприятливі умови для окислення ванадію, тому, якщо температура знижується при розбавленні киснем і азотом, то концентрація  $V_2O_5$  у шлаку підвищується при збільшенні ступеня розбавлення і має максимальне значення при продувці повітрям.

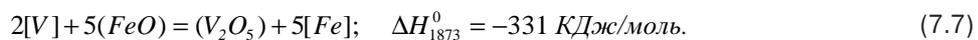
Якщо ж зниження температури металу досягається додаванням залізорудного концентрату, то залежність між кількістю цих добавок і вмістом  $V_2O_5$  має екстремальний характер (рис. 7.61). При збільшенні витрат концентрату понад 55  $kg/t$  вміст  $V_2O_5$  у шлаку зменшується.

ку знижується, залізородні добавки не тільки знижують температуру процесу, але й розбавляють шлак по  $V_2O_5$ . На підставі цих залежностей був розроблений оптимальний режим процесу деванадації.

Високий вміст ( $V_2O_5$ ) забезпечується за рахунок зменшення кількості шлаку, що характерно для першого періоду бесемерівського або киснево-конвертерного процесу.

Деванадація чавуну дуплекс-процесом конвертер-конвертер з використанням кисневого дуття за технологією, розробленою Уральським інститутом чорних металів і Нижньо-Тагільським металургійним комбінатом, дозволяє підвищити ступінь добування ванадію до 90% і більше при вмісті ( $V_2O_5$ ) понад 14%.

**Деванадація чавуну в конвертерах.** Перехід ванадію з металу у шлак при продувці в конвертері з основною футеровкою відбувається за реакцією:



Із рівняння константи рівноваги цієї реакції

$$K_V = a_{(V_2O_5)} / ([V]^2 a_{(FeO)}^5 f_{[V]}^2) \quad (7.8)$$

витає, що

$$a_{(V_2O_5)} / [V]^2 = K_V a_{(FeO)}^5 f_{[V]}^2. \quad (7.9)$$

У зв'язку з екзотермічністю реакції (7.7) значення  $K_V$  зі зниженням температури зростає. Отже, чим нижча температура ванни і вище  $a_{(FeO)}$ , тим повніше ванадій може бути переведений з металу у шлак.

Зі зниженням температури, хімічна спорідненість вуглецю до кисню зменшується, ванадію до кисню зростає і підвищується відношення швидкості окислення ванадію до швидкості окислення вуглецю, яким визначається ефективність переділу ванадієвого чавуну у напівпродукт і товарний шлак. З підвищенням окислювального потенціалу газової фази швидкості окислення ванадію помітно зростає.

На Чусовському металургійному заводі деванадацію здійснюють в конвертерах садкою 18-22 т. Чавун продувають повітрям, збагаченим киснем до 30-33%, через шість шамотних фурм. В кожній фурмі є по сім сопел діаметром 2,2 см. Витрати повітря складають 300-500 м<sup>3</sup>/хв., кисню – до 50 м<sup>3</sup>/хв.

Чавун має такий склад: 0,48-0,55% V; 0,3-0,4% Si; 0,35-0,45% Mn; 0,25-0,30% Ti. Перед заливкою чавуну в конвертер досаджують ванадієвмісний агломерат в кількості 40-100 кг/т.

Тривалість продувки складає від 2-3 до 6-7 хв. залежно від призначення напівпродукту – для переділу в мартенівських печах чи для інших цілей. Максимальний рівень деванадації чавуну досягається через 4-5 хв. від початку продувки (рис. 7.62); температура металевої ванни при цьому зростає до 1320-1380°C. Підвищення її понад 1400°C інтенсифікує реакцію окислення вуглецю, внаслідок чого окисленість ванадієвого шлаку і ступінь деванадації знижуються, а залишковий вміст ванадію в металі зростає.

Склад ванадієвих шлаків Чусовського металургійного заводу: 14-17%  $V_2O_5$ , 18-20%  $SiO_2$ , 26-32%  $Fe_{3ар}$ ,

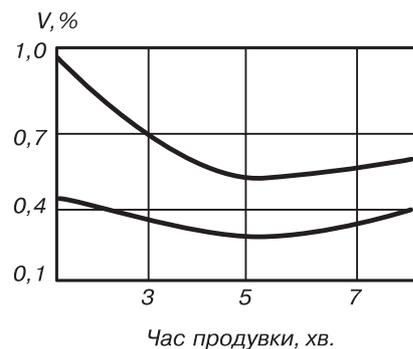


Рис. 7.62. Вплив тривалості продувки ванадієвого чавуну повітрям, збагаченим киснем, у 22-тонному конвертері на залишковий вміст ванадію в напівпродукті

6-10% MnO, 7-10% TiO<sub>2</sub>, 5-9% Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 0,7-1,5% CaO. Концентрація ванадію в напівпродукті 0,04-0,05%.

Характерною особливістю ванадієвого шлаку Чусовського заводу є високий вміст металевих включень (корольків) – до 25% і більше. При відділенні корольків металу від шлаку з ними втрачається до 15% шлаку, який лише частково (до 70%) утилізується в доменному або конвертерному виробництвах.

Більш прогресивною є технологія переділу ванадієвих чавунів у 160-тонних конвертерах НТМК продувкою киснем зверху. Вона здійснюється в чотирьох конвертерах обсягом 130-135 м<sup>3</sup>, футерованих периклазохромітовою або хромітопериклазовою цеглою. Виходячи з умов експлуатації футеровки, продувку чавуну, який містить 4,4-4,5% С; 0,45-0,48% V; 0,20-0,30% Si; 0,25-0,31% Mn, 0,15-0,25% Ti, на ванадієвий шлак і напівпродукт починають через 50 плавок після його перефутеровки. Перед початком продувки в конвертер присаджують охолоджувачі (як правило, прокатну окалину) в кількості 40-70 кг/т чавуну, при цьому виходячи з того, що 1 т окалини знижує температуру металу на 15°С.

Витрати кисню складають 280-320 м<sup>3</sup>/хв. Він подається зверху через чотирисоплову фурму з критичним діаметром сопел 32-35 мм, кутом нахилу їх до вертикалі 20°. Загальні витрати кисню на плавку складають 1500-2000 м<sup>3</sup>, відстань від фурми до рівня спокійного металу, як правило, 0,9-1,2 м.

Період деванадації триває 5-8 хв. Температура металу в процесі продувки збільшується від 1230-1260°С до 1340-1400°С. Вміст ванадію у напівпродукті складає 0,03-0,04% при вмісті вуглецю 2,8-3,6%. Як і при повітряному дутті, при збільшенні температури металу понад 1400°С спостерігаються відновлення ванадію і зростання його концентрації в напівпродукті.

Головною перевагою технології деванадації чавуну киснем, замість збагаченого киснем повітря, є можливість зниження вмісту кремнію у чавуні. Швидкість і повнота окислення ванадію в цьому випадку зростають (рис. 7.63, відповідно а і б), необхідні залишкові концентрації його досягаються при меншій тривалості продувки, що дозволяє здійснювати процес деванадації при більш сприятливих термодинамічних умовах – при підвищеній активності оксидів заліза, відносно низькій температурі металу.

За рахунок зниження вмісту кремнію у чавуні кількість шлаку зменшується на 25-30%. Тому концентрація пентоксиду ванадію підвищується з 15-16% при вмісті кремнію в чавуні 0,3 до 22-23% при вмісті кремнію 0,15%. В цьому випадку збільшуються гетерогенність і в'язкість ванадієвих шлаків і на 1,5-2,0% зменшуються його втрати при зливанні напівпродукту з конвертера. Внаслідок цього вміст оксиду ванадію в шлаках на НТМК приблизно на 4% вищий, ніж у шлаках Чусовського металургійного заводу, не дивлячись на менший вміст ванадію у чавуні.

Склад кінцевих ванадієвих шлаків при верхній кисневій продувці: 16-24% V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, 15-18% SiO<sub>2</sub>, 26-32% Fe<sub>заг</sub>, 6-10% MnO, 7-10% TiO<sub>2</sub>, 2-5% Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 1,5-2,5% CaO.

Для зменшення втрат ванадієвого шлаку в конвертері залишають 2-3 т напівпродукту і весь ванадієвий шлак, заливають чавун і проводять наступну продувку. Таким методом проводять до чотирьох циклів, в результаті добування ванадію збільшується на 3,44%.

З різних способів удосконалення технології переділу ванадієвих чавунів, випробуваних за останні роки, найбільш

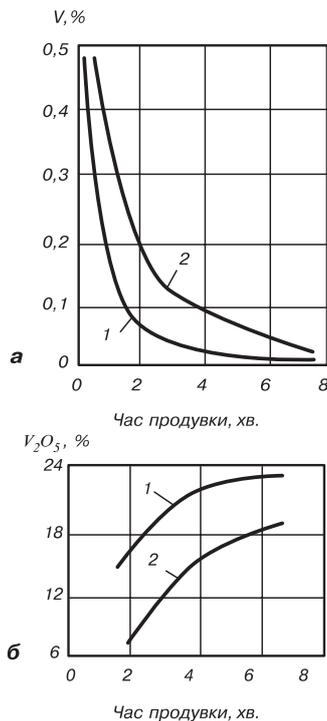


Рис. 7.63. Вплив вмісту кремнію у чавуні на показники видалення ванадію при продувці киснем: 1 - 0,15% Si; 2 - 0,3% Si

перспективною є донна киснева продувка, при якій розосереджуються кисневі потоки в метали і значно поліпшуються умови перемішування конвертерної ванни. Це особливо важливо для процесу деванадації чавуну, який протікає під тістоподібними шлаками при відносно низькій температурі металу, сповільненому розвитку реакції зневуглецьовування і слабкому перемішуванню нижніх обсягів конвертерної ванни.

Перші експерименти по відпрацюванню і визначенню ефективності цієї технології проведені в лабораторному конвертері ємкістю 0,3 т ІЧМ, потім були продовжені на 10-тонному конвертері НВО «Тулачормет» і 32-тонному конвертері Чусовського металургійного заводу. Ці експерименти підтвердили можливість істотного підвищення повноти деванадації чавуну продувкою кисню знизу. Оптимальний температурний інтервал, при якому концентрація ванадію в напівпродукті складала 0,02%, дорівнював 1320-1350°C.

Відносно вуглецю швидкість окислення ванадію зросла до 0,6-0,8 проти 0,4 при верхній продувці, що забезпечило випереджаючий розвиток процесу деванадації і отримання вмісту вуглецю в напівпродукті на рівні 3,50-3,75%.

Ванадієві шлаки донної кисневої продувки як за хімічним, так і за мінералогічним складом мало відрізняються від шлаків донної повітряної і верхньої кисневої продувки.

За показниками виділення ванадію вони не поступаються шлакам поточного виробництва; більш того, вони технологічніші останніх по загальному вмісту розчинних з'єднань ванадію і по концентрації ванадію в залишках від вилуговування.

При подачі кисневого дуття знизу завдяки спокійному перебігу продувки, відсутності викидів, різкому зниженню виносів і пиловиділення вихід рідкого напівпродукту підвищується на 1,0-1,5% у порівнянні з донною повітряною і верхньою кисневою продувкою.

**Переділ напівпродукту в конвертерах.** Вуглецевий напівпродукт, одержуваний після деванадації чавуну і призначений для подальшого переділу на сталь, представляє собою частково рафінований хімічний холодний чавун, оскільки в ньому вміст вуглецю на 1,0-1,5% менший, ніж у початковому ванадієвому чавуні, а тепло- і шлакоутворюючі елементи – кремній і марганець практично відсутні.

Склад напівпродукту наступний: 2,9-3,3% С; 0,02-0,05% Мп; 0,03-0,05% V; Si – сліди; 0,04-0,06% Р; 0,025-0,040% S. Температура перед заливанням у конвертер 1350-1380°C.

Продувку напівпродукту здійснюють через трисоплову фурму. На початку продувки для наведення шлаку фурму встановлюють на рівні 2,0-2,5 м над рівнем ванни, інтенсивність подачі кисню - не менше 200 м<sup>3</sup>/хв. Через 2-3 хв. фурму опускають на 0,3-1,2 м, витрати кисню збільшують до 250 м<sup>3</sup>/хв.

У зв'язку з обмеженими тепловими можливостями металевий брутх практично не застосовують. Шлакоутворюючі матеріали і охолоджувачі присаджують у конвертер порціями до початку продувки або в процесі її, але не пізніше, ніж за 3 хв. до закінчення.

Процес характеризується високою окислювальною здатністю шлаків початкового періоду і високою їх основністю (3,7-6,0). Із напівпродукту виплавляють як низьковуглецеві сталі, так і середньо- і високовуглецеві. Вміст оксиду заліза в кінцевому шлаку складає, в залежності від концентрації вуглецю в металі на випуску, 7,0-14,4%, ступінь дефосфорації - 60-75%, ступінь десульфурації - 13-17%.

При переділі напівпродукту питомі витрати вапна складають 17,5-18,5 кг/т, марганцевої руди - 7,7-15,3 кг/т, плавикового шпату - 3,4-5,3 кг/т, залізовмісних матеріалів - 6,5-8,8 кг/т, кисню - 23-35 м<sup>3</sup>/т; тривалість продувки - 15-19 хв.

## 7.9. Продувка хромовмісних чавунів

При використанні руд деяких родовищ одержують хромонікелеві чавуни наступного складу, %: 3,8-4,5 С; 2-3,6 Cr; 0,5-1,5 Ni; 0,5-1,5 Si; 0,2-1 Mn; 0,3-0,4 P; до 0,08 S. Найцін-

нішим компонентом у цих чавунах є нікель – дорогий легуючий елемент, що не окислюється у перебігу сталеплавильного процесу і практично повністю переходить у сталь.

У зв'язку з підвищеним вмістом фосфору такий чавун необхідно рафінувати в основних сталеплавильних агрегатах, і хром окислюється переважно до  $Cr_2O_3$ , який, з'єднуючись з FeO, утворює твердий (температура плавлення близько 2200°C) хроміт заліза  $FeO \cdot Cr_2O_3$ , котрий підвищує в'язкість шлаку. Тому свого часу найдоцільнішою системою переділу хромонікелевого чавуну вважався дуплекс-процес бесемерівський конвертер – основна мартенівська піч. В конвертері чавун звільняється від значної частини хрому, а отриманий вуглецевий напівпродукт доводиться до готової сталі в мартенівській печі.

Хром окислюється з утворенням хроміту заліза за наступною реакцією:



$$\lg K_{Cr} = \lg \frac{1}{[Cr]^2 f_{[Cr]}^2 a_{(FeO)}^4} = \frac{80940}{T} - 41,30, \quad (7.11)$$

де  $f_{[Cr]}$  – коефіцієнт активності хрому;  $a_{(FeO)}$  – активність оксидів заліза у шлаку.

Результати розрахунків показують, що хімічна спорідненість хрому до розчиненого в залізі кисню приблизно така ж, як і марганцю, і що для об'ємного окислення хрому необхідно, щоб вміст кисню в металі був набагато більший за фактичний. Таке [O] можливе лише на поверхні розподілу метал–шлак (при порівняно високій  $a_{(FeO)}$ ) і у вторинній реакційній зоні.

Рівноважні концентрації в металі хрому слід розраховувати за рівнянням (7.11). За цим же рівнянням можна визначити рівноважну  $a_{(FeO)}$  для даного [Cr]. Так, наприклад, при  $T=1873$  K,  $[Cr]=1\%$ ,  $f_{[Cr]}=1$  хром на межі метал–шлак окислюватиметься, якщо  $a_{(FeO)}=0,33$  мольних часток (при  $a_{(FeO)}=2,5$  (FeO)=0,13 мольних часток).

У зв'язку з екзотермічністю реакції (7.10)  $K_{Cr}$  зростає зі зниженням температури, і окислення хрому відбувається одночасно з окисленням марганцю в першому періоді продувки.

На Новотульському металургійному заводі були проведені дослідження по дехромації чавуну в конвертері з основною футеровкою при подачі кисню зверху. Була випробувана технологія виплавки вуглецевого малофосфористого напівпродукту із чавуну, що містить 2,5-3,0% Cr, 1,2% Si і близько 0,3% P. Напівпродукт призначався для подальшого переділу в мартенівській печі.

У конвертер обсягом 8,14 м<sup>3</sup> заливали 7-9 т чавуну. Перед зливанням чавуну завантажували вапно (5-6% від маси чавуну), залізну руду додавали в процесі продувки. На 5-6 хв. скачували шлак, що містить більше 12-13%  $Cr_2O_3$  і 25%  $Fe_{зар}$ . Для наведення другого шлаку додатково присаджували вапно (5-6% від маси чавуну) і продовжували продувку. Отримання низького вмісту фосфору в напівпродукті, не більше 0,08%, вимагало додаткового скачування шлаку. Для досягнення вмісту фосфору менше 0,05%, шлак необхідно було скачувати 2-3 рази.

Дослідні плавки дали наступні результати: питомі витрати вапна - 9-11%, залізної руди - 5,8-6,5%, скрапу - 1,8-3,5% від маси чавуну; середня тривалість продувки - 19-20 хв., питомі витрати кисню - 60-65 м<sup>3</sup>/т чавуну; середній вихід рідкого напівпродукту - 81%.

У плавках із вмістом фосфору в напівпродукті менше 0,05% залишковий вміст хрому в металі склав в середньому 0,43%, а вміст заліза у шлаку ( $Fe_{зар}$ ) - 26,5%. У плавках із вмістом фосфору більше 0,05% було отримано 0,89% Cr і 22,5%  $Fe_{зар}$ .

Випробувана технологія дехромації чавуну (2,5-3,0% Cr; 0,7-0,9% Ni) для одержання низьколегованої сталі з 0,8-1,0% Ni. Кисень чистотою 92-96% подавали зверху через водоохолоджувану фурму. Витрати кисню в процесі продувки при заливці чавуну 7-9 т змінювалися від 40-45 до 30-31 м<sup>3</sup>/хв. Половину необхідної кількості вапна давали перед зливом чавуну, другу половину – після проміжного скачування шлаку. Працювати без проміжного

скачування шлаку виявилось нераціонально внаслідок великої кількості шлаку, що утворюється в процесі плавки і значних втрат заліза у шлаку, обумовлених високим вмістом в ньому оксидів заліза. Охолоджуючі присадки (залізна руда, скрап) давали в процесі продувки.

Для досліджень застосовувалися чавуни, що мали в середньому такий склад: 2,70% Cr; 1,18% Si; 0,60% Mn. Витрати вапна складали 11-13% від маси чавуну, а залізної руди і скрапу в перерахунку на руду – 9-10%, питомі витрати кисню - 70-85 м<sup>3</sup>/т чавуну, середня тривалість продувки - близько 17 хв., вихід рідкої сталі – 81,5%, вміст Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> у шлаку – 12-13%; середній вміст Fe<sub>заг</sub> у шлаку - 20,0%; середній вміст азоту в сталі - 0,0070%.

Необхідну кількість нікелю, якого не вистачає, і мідь присаджували в конвертер перед продувкою. Ферохром і феросиліцій давали на дно сталерозливного ковша і заздалегідь там підігрівали. Феромарганець давали у ківш в процесі випуску металу з конвертера.

Для промислового застосування киснево-конвертерного переділу хромонікелевих чавунів з метою одержання низьколегованої сталі необхідні подальші дослідження з пошуку технологічного режиму, що забезпечує достатньо високі техніко-економічні показники.

## 7.10. Безперервний сталеплавильний процес

### 7.10.1. Теоретичні основи

Можливість використання безперервного сталеплавильного процесу давно цікавить дослідників і винахідників. Безперервний сталеплавильний процес повинен відповідати ряду теоретичних залежностей, які визначають, в тій чи іншій мірі, схему процесу.

Швидкість безперервного сталеплавильного процесу залежить від швидкості окислювального рафінування від домішок і визначається законами масопереносу. Чим швидше здійснюється масоперенос, тим вищою може бути продуктивність технології, що вивчається.

Теорія масопереносу в безперервних технологічних агрегатах різного типу розроблена рядом учених - Steinmetz E., Van der Lean, Tring N.W. та ін. Початок теорії масопереносу в рідинах, що не змішуються, – метал і шлаку покладено в роботах В.А. Кравченка, В.І. Баптизманського, Ю.М. Яковлева та ін. Об'єктом досліджень є взаємозалежність між ступенем рафінування металу, що досягається в агрегаті того чи іншого типу, продуктивністю агрегату і витратами рафінуючих матеріалів.

$$-\frac{dc}{d\tau} = (\beta \cdot S/V) \left[ (1 + V/V^s L) C - V/V^s L \right] C_0, \quad (7.12)$$

де  $C_0$  – вміст домішок в початковому металі, г/см<sup>3</sup>;  $V^s$  – об'єм шлаку в агрегаті, см<sup>3</sup>;  $L$  – термодинамічний коефіцієнт розподілу домішок;  $\beta$  – коефіцієнт масопереносу в металі, см/с;  $V$  – об'єм металу в агрегаті, см<sup>3</sup>;  $S$  – поверхня розподілу між металом і шлаком, см<sup>2</sup>;  $C$  – концентрація домішок в об'ємі металу;  $\tau$  – час, с.

Рівняння (7.12) може бути використано для визначення взаємозв'язку між досягнутим ступенем рафінування, продуктивністю і витратами рафінуючих матеріалів у періодичному конвертерному процесі.

При  $\tau = \tau_{\text{кін}}$  ( $\tau_{\text{кін}}$  – час закінчення процесу) можна виразити формулами ступінь рафінування і продуктивності процесу R.

$$\varphi = C_K / C_0, \quad (7.13)$$

де  $\varphi$  – характеристика ступеня рафінування металу від донних домішок

$$R = V/\tau_k \beta \cdot S \quad (7.14)$$

Продуктивність процесу визначається двома групами чинників: гідродинамічними ( $\beta - S$ ) і концентраційними ( $C - C_d$ ) ( $C_d$  – концентрація домішок на межі метал–шлак). Гідродинамічні чинники пов’язані з умовами перемішування металу і шлаку, а концентраційні – визначаються схемою процесу. Величина  $R$  визначається лише концентраційними чинниками і, отже, може служити критерієм для оцінки ефективності різних схем процесу, в тому числі і для стаціонарної стадії безперервного процесу, коли концентрація домішок у кожній точці ванни встановлюється на постійному рівні.

Для прикладу можна використати модель наступного безперервного сталеплавильного процесу конвертерного типу: в реторту конвертера безперервно подають рідкий чавун і рідкий шлак, а продукти процесу безперервно виводять із реторти; концентрація домішок у всіх точках ванни залишається незмінною. Для такого процесу баланс за схемою можна представити у вигляді:

$$C_0 v = C_k v = V(dC/d\tau), \quad (7.15)$$

де  $v$  – об’ємна швидкість руху металу,  $\text{см}^3/\text{с}$ ;  $C_k$  – кінцева концентрація домішок в металі. Враховуючи, що для цього випадку

$$R = v/\beta S \quad (7.16)$$

і виразивши  $dC/d\tau$  через безрозмірні величини  $R, \varphi, \mu$ , одержимо:

$$\varphi = (R + 1/\mu)/(R + 1/\mu + 1), \quad (7.17)$$

де  $\mu = v^s L/v$ .

Порівняння ефективності процесів ідеального зсуву періодичної і безперервної дії представлено на рис. 7.64. При будь-якій величині  $R$  ступінь рафінування металу в періодичному процесі вищий, ніж у безперервному.

У безперервному агрегаті весь час протікає заключна, найпродуктивніша стадія періодичного процесу. Для того, щоб за ефективністю безперервний процес був не нижчий від періодичного, необхідно різні стадії рафінування розділити у просторі. Це можна зробити, організувавши рафінування під час протікання металу по жолобу або використавши з цією метою кілька реакторів, за умови, що метал і шлак безперервно перетікають з одного в інший.

В моделі ідеального витіснення з використанням схеми жолобного типу дифузія компонентів уздовж напрямку руху реагуючих фаз відсутня, а в напрямку, нормальному до їхнього руху, градієнти концентрацій в кожній із фаз дорівнюють нулю. З деяким наближенням процесами ідеального витіснення можна вважати і такі, в яких дифузійне переміщення існує, але швидкість його набагато менша за швидкість руху металу або шлаку. Метал і шлак можуть рухатися в одному напрямі або в протилежних.

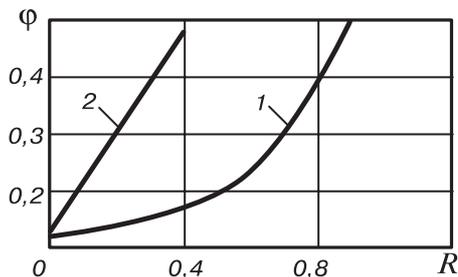


Рис. 7.64. Порівняння ефективності процесів типу ідеального перемішування періодичної (1) і безперервної (2) дії при  $\mu = 4,5$

Для такого процесу баланс швидкостей визначається рівнянням:

$$C_x v = C_{x+\Delta x} \cdot v + \beta b \Delta x \left[ (1 + 1/\mu) C_x - 1/\mu C_0 \right], \quad (7.18)$$

де  $C_x$  - елементарна ділянка траєкторії руху шлаку і металу.  
Протинтегрувавши (7.18), одержуємо рівняння:

$$\varphi = \left[ 1 + \mu \exp\left(-\frac{1+\mu}{\mu R}\right) \right] / (1 + \mu) \quad (7.19)$$

для випадку паралельного руху металу і шлаку.

Для процесу ідеального витіснення з протитечею металу і шлаку закон зміни концентрації домішок у шлаку описується рівнянням

$$C^s = (V/V^s)(C - C_k), \quad (7.20)$$

а баланс швидкостей має вигляд:

$$\varphi = (\mu - 1) \left[ \mu \exp\left(\frac{\mu - 1}{R\mu}\right) - 1 \right]. \quad (7.21)$$

Загальний аналіз рівнянь (7.19) і (7.21) показує принципову відмінність між процесами з протитечею і паралельним рухом металу і шлаку. Ясно, що максимальний рівень рафінування досягається при мінімальній продуктивності. Із рівняння (7.19) випливає, що при  $R=0$  величина  $\varphi$  обмежена рівнянням:

$$\varphi_{\min} = \frac{1}{1 + \mu} \quad (7.22)$$

і може дорівнювати нулю лише при  $\mu = \infty$ . Для випадку протитечі з рівняння (7.21) випливає, що при  $R=0$ ;  $\varphi = \varphi_{\min} = 0$  при будь-якому  $\mu$ , тобто в цьому випадку можливе досягнення будь-яких низьких концентрацій домішок, що видаляються. Переваги протиточного процесу суттєві у всьому діапазоні змін аналізованих величин і збільшуються при зменшенні  $R$ .

Протиточний режим руху металу і шлаку можна організувати лише при безперервному процесі, і ця умова є однією з найважливіших переваг безперервних процесів перед періодичними.

При протиточному режимі руху металу і шлаку рафінуючий обсяг шлаку різко зростає в порівнянні з протиточним рухом. Шлак, що видаляється з агрегатів безперервної дії, за інших однакових умов в першому випадку виносить набагато більше домішок, які видаляються. Це пояснюється тим, що в міру просування шлаку до випускного отвору одночасно зі збільшенням вмісту домішок, що видаляються, у шлаку збільшується вміст цих домішок в металі. Тому швидкість переходу домішок з металу у шлак не знижується або знижується в меншій мірі, ніж у разі паралельного руху металу і шлаку. При протитечі металу і шлаку можна одержувати досить низький вміст шкідливих домішок у рафінованому металі, а також низький вміст оксидів заліза у шлаку, що досить важливо для показників ефективності безперервного процесу.

При сильному перемішуванні градієнти концентрацій домішок у напрямі руху металу і шлаку можуть стати рівними нулю, а процес, незважаючи на те, що він проходить на жолобі

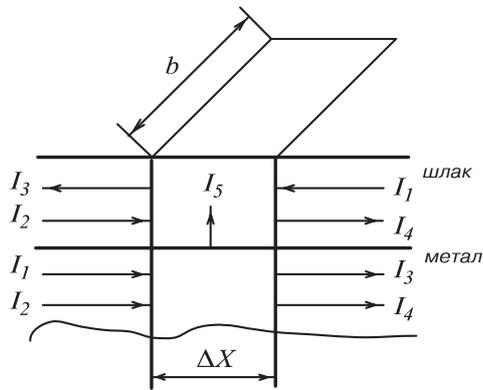


Рис. 7.65. Баланс швидкостей потоків домішок у виділеному об'ємі металу

в умовах протитечії металу і шлаку, нічим не відрізнятиметься від процесу ідеального перемішування.

Реальні безперервні сталеплавильні протиточні процеси жолобного типу найбільш близькі до моделі дифузійного переміщення домішок в металі і шлаку уздовж жолоба.

Баланс швидкостей потоків домішок у виділеному об'ємі металу (рис. 7.66) вже не описується рівнянням

$$I = I_1 + I_2 \quad (7.23)$$

Ця схема повинна бути доповнена швидкостями надходження домішок у виділений об'єм і відведення домішок із виділеного об'єму (рис. 7.65):

$$I_1 + I_2 = I_3 + I_4 + I_5, \quad (7.24)$$

де  $I_5$  – швидкість переходу домішок у шлак (або в метал)

$$\left. \begin{aligned} I_1 &= v \cdot C_x \\ I_2 &= -bhD(dC_x/dx) \\ I_3 &= vC_{x+\Delta x} \\ I_4 &= -bhD \frac{dC_{x+\Delta x}}{dx} \\ I_5 &= \beta b \Delta x \left( C_x - \frac{1}{L} C_x^s \right) \end{aligned} \right\}, \quad (7.25)$$

де  $h$  – товщина шару металу, см;  $D$  – коефіцієнт дифузії в металі, см<sup>2</sup>/с.

Шляхом підстановок і виконання перетворень одержимо систему диференціальних рівнянь:

$$\begin{cases} -\frac{1}{p} \frac{d^2 C}{dz^2} + \frac{dC}{dz} + \frac{1}{R} \left( C - \frac{1}{L} C^s \right) = 0 \\ \frac{1}{p^s} \frac{d^2 C^s}{dz^2} + \frac{dC^s}{dz} - \frac{1}{LR^s} (C^s - LC) = 0, \end{cases} \quad (7.26)$$

де  $p$  – безрозмірна величина – аналог критерія Пекле;  $z = x/l$  – нова перемінна;  $w = v/(bh)$ ;  $p^s = w^s e / D^s$ ;  $w^s = v^s / (bh^s)$  – лінійна швидкість шлаку;  $R^s = v^s / (\beta S)$ ;  $h^s$  – товщина шару шлаку, см;  $v^s$  – об'ємна швидкість шлаку, см<sup>3</sup>/с;  $D^s$  – коефіцієнт турбулентної дифузії, см<sup>2</sup>/с.

Спосіб розв'язання системи рівнянь (7.26) залежить від значення безрозмірних величин  $p$  і  $p^s$ .

При будь-яких значеннях цих величин розв'язання системи (7.26) можна одержати чисельно.

При  $p=\infty$  і  $p^s=\infty$  система (7.26) набуде такого вигляду:

$$\begin{aligned} \frac{dC}{dz} + \frac{1}{R} \left( C - \frac{1}{L} C^s \right) &= 0 \\ \frac{dC^s}{dz} - \frac{1}{LR^s} (C^s - LS) &= 0. \end{aligned} \quad (7.27)$$

В результаті розв'язання цієї системи виходить рівняння (7.21), тобто в цьому випадку ми маємо систему ідеального витіснення з протитечією.

При зменшенні величин  $p^s$  або  $p$ , що рівнозначно підвищенню ступеня перемішування відповідної фази, ефективність процесу знижується, причому тим більше, чим менша величина  $p$ .

При великих значеннях  $p^s$  або  $p$  безперервний процес ефективніший від періодичного процесу ідеального перемішування. При деяких середніх значеннях  $p^s$  або  $p$ , коли ефективності порівнюваних безперервного і періодичного процесів близькі, безперервний процес ефективніший від періодичного при малих  $R$  і, навпаки, періодичний процес ефективніший за безперервний при великих  $R$ . При малих значеннях  $p$  або  $p^s$  періодичний процес ефективніший за безперервний, незалежно від значення  $R$ .

Ефективність порівнюваних безперервних процесів залежить від значень  $p$  і  $p^s$ .

Математичні вирази, наведені вище, дозволяють чисельно, хоча й приблизно, оцінити ефективність різних варіантів безперервних процесів. Найбільш повно на сьогоднішній день вивчений процес видалення сірки з металу при безперервних сталеплавильних процесах. Ефективність усіх безперервних процесів, за винятком процесів з протитечією металу і шлаку, нижча за ефективність періодичного процесу ідеального перемішування.

### 7.10.2. Варіанти безперервного сталеплавильного процесу (БСП)

Усі діючі в даний час сталеплавильні агрегати є агрегатами періодичної дії. З досвіду багатьох виробництв відзначено, що заміна періодичного процесу безперервним веде до збільшення продуктивності, зниження експлуатаційних витрат, підвищення і стабілізації якості продукції, зменшення технологічних відходів, більш ефективного використання додаткових матеріалів. Сучасна технологія дозволяє здійснювати безперервне розливання підряд багатьох плавок. Успішними виявилися спроби створення безперервної лінії: безперервне розливання сталі – прокатний стан.

Проте на сьогоднішній день проблеми, пов'язані з вибором зручної для практичного використання конструкції сталеплавильного агрегату безперервної дії (САБД), організацією безперервного сталеплавильного процесу і відпрацюванням технології виплавки сталі, поки що не вирішені. Запропоновані різні варіанти конструкцій САБД і технологій виплавки в них сталі, які можна класифікувати таким чином.

1. По організації процесу: а) багатостадійні з розподілом операції на стадії. При цьому в кожній ємкості або частині агрегату проводиться одна або кілька технологічних операцій;

б) одностадійні, коли всі операції видалення домішок і перетворення чавуну у сталь відбуваються одночасно.

2. По конструкції агрегату: а) операція проводиться на поді. При цьому газоподібні і тверді реагенти надходять у так звані подові, жолобні реактори; б) операція проводиться таким чином, що метал, шлак, додаткові матеріали знаходяться у завислому, розпиленому краплеподібному стані у так званих струминних реакторах.

3. По організації технології: а) рух шлаку і металу відбувається в одному напрямі; б) шлак і метал рухаються у протитечії.

4. За складом шихтових матеріалів. Шихта може складатися: а) з рідкого чавуну; б) чавуну і брухту (скрапу); в) чавуну і металізованих залізрудних матеріалів; г) лише з брухту, який безперервно плавиться; д) лише з металізованих залізрудних матеріалів.

Безперервні процеси дозволяють досягти високої інтенсивності їх перебігу і високих коефіцієнтів використання площі або об'єму агрегатів, максимально автоматизувати процес, підвищити продуктивність і полегшити умови праці обслуговуючого персоналу.

У 1898 р. перший патент на безперервний сталеплавильний процес був виданий в Росії І.І. Затману. Згідно з цим винаходом, рідкий чавун рафінували під час протікання його по залізу. В 1937 р. на заводі «Рехліне» (Німеччина) використовувався конвертер безперервної дії на повітряному дутті для переділу ванадієвого чавуну у сталь. За ним був ряд інших патентів з цього питання. В 1939 р. М.М. Доброхотов запропонував варіант безперервного сталеплавильного процесу, робота якого була побудована на принципі мартенівського процесу. В 1940 р. Х. Рехлінг і О. Джонсон в Німеччині розробили сталеплавильний агрегат безперервної дії (САБД), в якому чавун повинен був текти через піч, що обертається, і продуватися повітрям через фурми, розташовані під поверхнею ванни. В цьому ж році винахідник Ф.Б. Уолд отримав патент на пристрій, в якому чавун рафінувався в серії печей, через які протікав метал.

До числа перших зарубіжних схем безперервного сталеплавильного процесу відноситься варіант, запропонований Дж. Елліотом (1958 р.) (рис. 7.66 і 7.67).

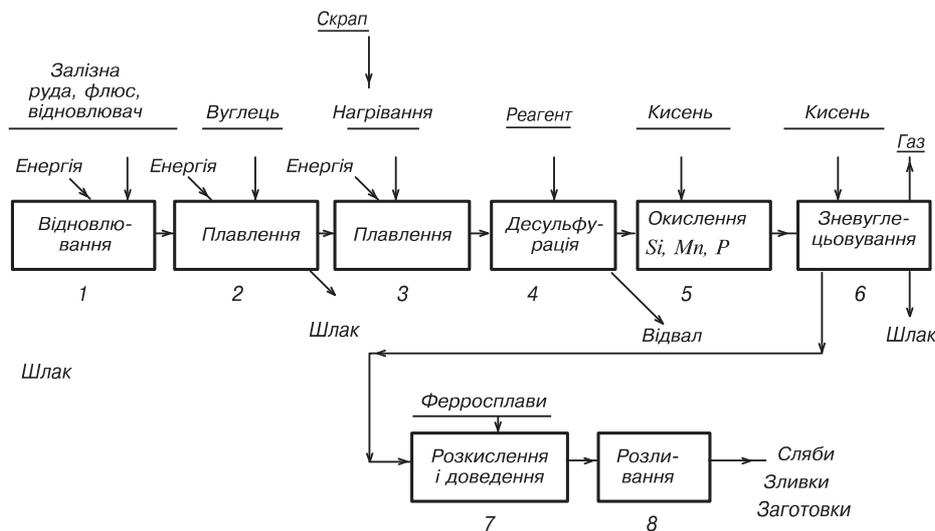
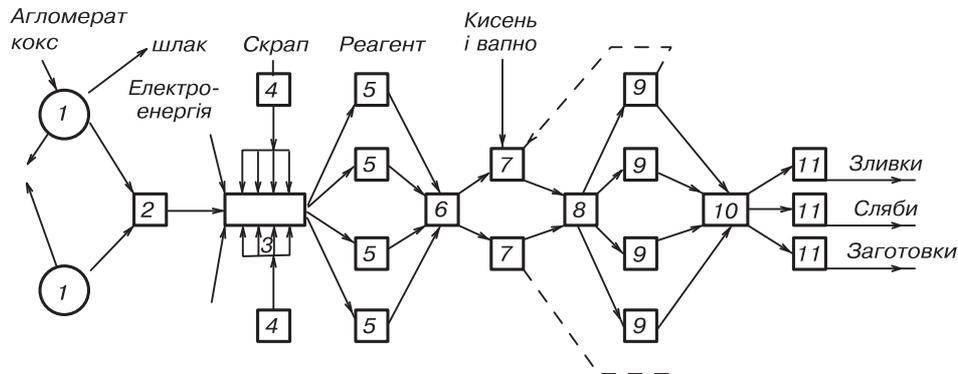


Рис. 7.66. Послідовність стадій процесу Дж. Елліота



**Рис. 7.67. Схема безперервного сталеплавильного процесу Дж. Елліота (позначення такі, як на рис. 7.66)**

Відповідно до схеми (рис. 7.67), чавун із доменних печей 1 продуктивністю 2000 т/добу проходить через активний міксер 2 і подається у піч 3 для плавлення скрапу. Пакети скрапу підігріваються в шахтних печах 4 до 1150 °С і вводяться в піч 3 ємкістю 300 т у повільний потік металу за допомогою штовхачів через завантажувальні вікна. Високовуглецевий метал швидко розчиняє гарячий скрап.

Одержаний в печі 3 розплав проходить стадію десульфурації твердими реагентами (вапном, ціанідом або карбідом кальцію) в чотирьох барабанах 5 ємкістю по 20 т, що обертаються навколо горизонтальної осі. Відділення шлаку після десульфурації відбувається на виході з барабана.

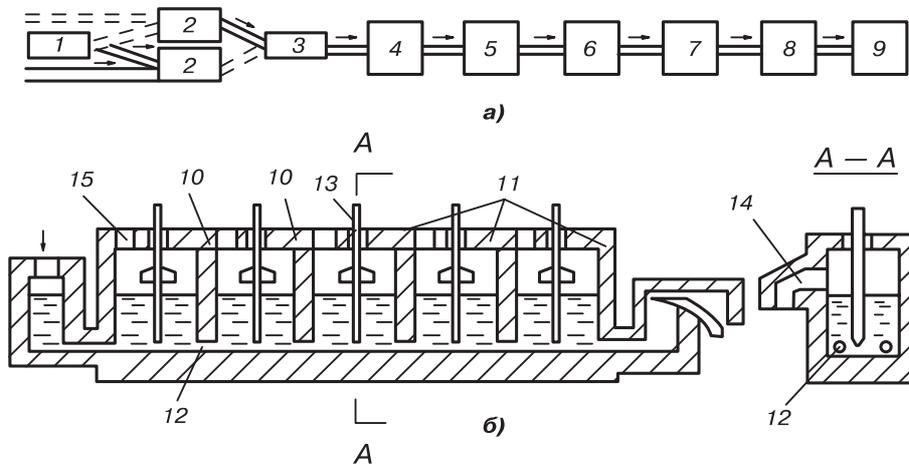
Буферний металоприймач 6 ємкістю до 500 т (при нормальній роботі 100 т) служить для усереднення складу металу, а також дозволяє ремонтувати окремі ділянки системи без зупинки процесу.

Далі метал проходить стадію окислення кремнію, марганцю і частково вуглецю в роторних печах 7 ємкістю по 75 т, де продувається киснем. Необхідні для дефосфорації шлаковий і температурний режими регулюються додаванням вапна, твердих окислювачів і кінцевого шлаку, отриманого в наступній стадії процесу. Роторні апарати обертаються навколо злегка нахиленої до горизонту осі, що забезпечує перемішування металу і шлаку.

Із роторних апаратів метал надходить у невеликий буферний металоприймач 8, на виході з якого від нього відділяється шлак, а потім – в апарати для зневуглицювання 9 ємністю по 75 т, які здатні нахилитися відносно обох взаємно перпендикулярних горизонтальних осей, що забезпечує регулювання швидкості потоку металу і можливість періодичних заправок подини.

З печі 9 метал надходить на збірний жолоб, де відбирають проби для швидкого визначення складу металу, безперервно вимірюють температуру і швидкість потоку, а також відділяють від металу шлак, направляючи його для використання у попередній стадії процесу, що збільшує вихід рідкої сталі.

На шляху до металоприймача 10 (ємність 100 т) в кінцевій стадії доведення проводиться присадка у струмінь металу розкислювачів і легуючих добавок. Дозування їх кількості здійснюється автоматично діючою системою на основі даних аналізів. Із металоприймача готова сталь стікає у багатоструменеву машину безперервного розливання сталі.



**Рис. 7.68. Сталеплавильний агрегат безперервної дії Г.П. Іванцова: а - загальна технологічна схема; б - багатоступінчастий апарат для видалення сірки, кремнію, марганцю і фосфору: 1 - піч для плавки сталевих скрапу; 2 - міксери; 3 - дозатор; 4 - апарат для видалення сірки; 5 - апарат для видалення сірки, марганцю і фосфору; 6 - апарат для зневуглицьовування; 7 - вакуум-апарат; 8 - закритий канал для легування сталі; 9 - ківш для відстоювання і розливання сталі; 10 - камери для десульфурації чавуну пилоподібним вапном у струмені азоту; 11 - камери для десиліконізації і дефосфорації чавуну рудою і вапном у струмені кисню; 12 - отвори для перетікання чавуну з камери в камеру; 13 - охолоджені фурми для введення реагентів; 14 - льотки для видалення шлаку; 15 - отвори для відведення газів**

В наш час здобули широку популярність наступні типи безперервних сталеплавильних процесів: струминного рафінування чавуну англійського науково-дослідного інституту БІС-РА; чотиристадійний ЦНДІЧМ, запропонований Г.П. Іванцовим і співавторами; французького науково-дослідного інституту IRSID, оснований на рафінуванні крапель металу у шлаку, жолобного типу, названий УОРКРА, Московського інституту сталі і сплавів, який випробовувався на заводі «Запоріжсталь»; Дніпропетровського металургійного інституту. В Японії розроблено процес NRIM, який ґрунтується на рафінуванні металу при перетіканні його з однієї ванни в іншу. В США фірмою «Бетлехем Стіл» випробуваний процес жолобного типу з паралельними потоками металу і шлаку. Крім того, є ще багато інших розробок, що відносяться до безперервного виробництва сталі.

До багатостадійних установок безперервної дії відноситься агрегат, запропонований Г.П. Іванцовим (рис. 7.68).

В основу способу покладено два принципи: 1) розподіл процесу отримання сталі на послідовні операції із забезпеченням у відповідних апаратах оптимальних умов для їх здійснення; 2) безперервність проведення усіх операцій. Рафінування чавуну від сірки, кремнію і фосфору, пов'язане з утворенням агресивних шлаків, проводять на початку процесу послідовно в різних апаратах при відносно низькій температурі і видаляють шлак.

Тому при зневуглицьовуванні рафінованого чавуну утворюється мало шлаку, що збільшує термін служби футеровки в порівнянні з одностадійним безперервним сталеплавильним процесом.

В камерах 10 проводять десульфурацію чавуну пилоподібним вапном у струмені азоту, а в камерах 11 - знекремнювання і дефосфорацію рудою і вапном у струмені кисню. Чавун перетікає із камери в камеру через отвір 12, реагенти вводять через водоохолоджені фурми 13. Шлак, що утворюється, видаляється через льотки 14, а гази відводяться через отвори 15.

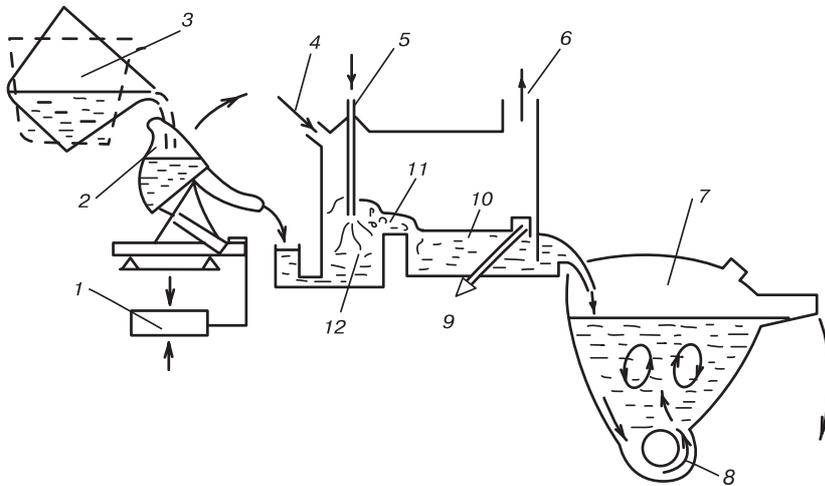


Рис. 7.69. План і розріз експериментальної установки IRSID

Прикладом одностадійного безперервного сталеплавильного процесу може служити одностадійний конвертерний безперервний процес, запропонований IRSID (Франція) (рис. 7.69).

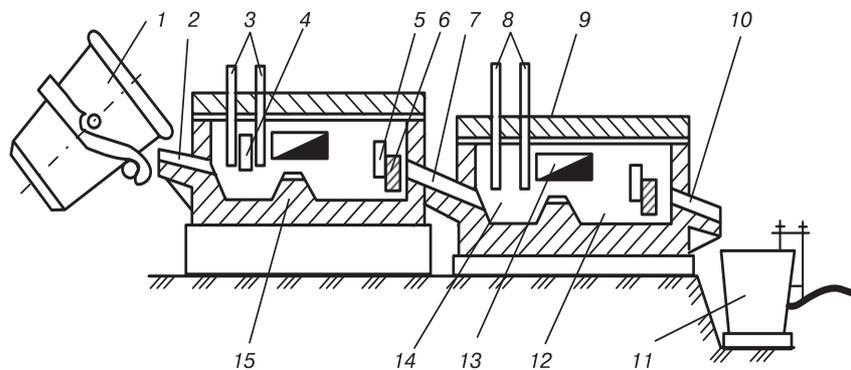
Агрегат продуктивністю 20-30 т/год. був введений в експлуатацію в 1971 р. Рідкий чавун із чавуновозного ковша 3 надходить у дозатор секторного типу 2 місткістю 15 т, встановлений на тензометричних вагах. За допомогою регулятора витрат 1 чавун безперервно вводять у реакційну ванну (конвертер) 12 сифоном, кисень і порошкоподібне вапно вдуваються через фурму 5, а охолоджувачі (дрібний скрап, металізовані окотиші) завантажуються через отвір 4. Продукти рафінування у вигляді газошлакометалевої емульсії 11 перетікають у відстійну ванну 10, де краплі металу осідають і відділяються від шлаку 9, а гази виходять через димохід 6. Нерозкислена сталь через сифон безперервно надходить в агрегат доведення - 7-канальну індукційну піч місткістю 45 т з одним індуктором 8 потужністю 800 кВт. В агрегаті доведення сталь розкислюють і коригують вміст вуглецю шляхом вдування порошкоподібних вуглецевмісних матеріалів.

Установка IRSID випробовувалась у безперервному режимі більше п'яти діб. Тривалість її роботи визначалася стійкістю футеровки. Здійснювався переділ звичайних (0,22-0,27% P) і фосфористих (до 1,8% P) чавунів. При виплавці низьковуглецевої сталі ([C]=0,06% [P]=0,018%) спостерігалися коливання вмісту:  $\Delta[C]=\pm 0,01$ ;  $\Delta[P]=\pm 0,006\%$ . Ступінь дефосфорації і десульфурації металу складав 92 і 45%.

Одностадійна установка IRSID має значні теплотехнічні переваги в порівнянні з іншими установками конвертерного типу. При переділі мартенівського чавуну вдається переплавити близько 25% брухту від маси металевої шихти.

При тривалості БСП в установці IRSID кілька діб досить достовірно оцінена стійкість футеровки агрегату. Питомі витрати вогнетривів при одностадійному рафінуванні низькофосфористого чавуну виявилися в 1,5-3 рази менші, ніж у звичайному кисневому конвертері. Вихід рідкої сталі складав 93-94% (по залізу 96-97%), тобто перевищував показник киснево-конвертерного процесу.

Двостадійна установка БСП конвертерного типу продуктивністю 6-8 т/год. (рис. 7.70) розроблена ДМетІ. В першому агрегаті установки, футерованому динасовою цеглою, видаляють з металу кремній, марганець і частину вуглецю. Тут же охолоджують метал шляхом введення металобрухту, руди або окотишів. У другому агрегаті, футерованому магнізитом,



**Рис. 7.70. Агрегат безперервної дії ДМетІ:**

- 1 - ківш з рідким чавуном; 2 - приймальний жолоб; 3 - фурми для вдування кисню;  
 4 - вікно для подавання брухту; 5 - вікно для випуску шлаку; 6 - шлаковіддільна перегородка; 7 - перехідний жолоб; 8 - фурми для подавання кисню і порошкового вапна; 9 - склепіння; 10 - випускний жолоб; 11 - сталерозливний ківш; 12 - відстійна ванна;  
 13 - вікно для видалення диму; 14 - реакційна ванна; 15 - роздільний поріг

видаляють фосфор, сірку і вуглець, що залишився. Шлак наводиться за допомогою порошкподібних матеріалів, які вдуваються струменями кисню. Передбачена також безперервна подача в другий агрегат рідких синтетичних шлаків, що виплавляються в циклоні.

У кожному агрегаті є дві ванни (реакційна і відстійна), розділені порогом, склепіння з отворами для кисневих фурм, отвори для видалення диму і випуску шлаку, шлаковідділяюча перегородка, що запобігає перетіканню шлаку. В реакційній ванні є вікно для подачі брухту та інших охолоджувачів. В неї по жолобу надходить рідкий чавун, що продувається киснем за допомогою двох водоохолоджуваних фурм, в цю ж ванну подають охолоджувачі. Газошлакометалева емульсія перетікає через поріг у відстійну ванну, де фази розділяються і завершуються реакції між шлаком і металом.

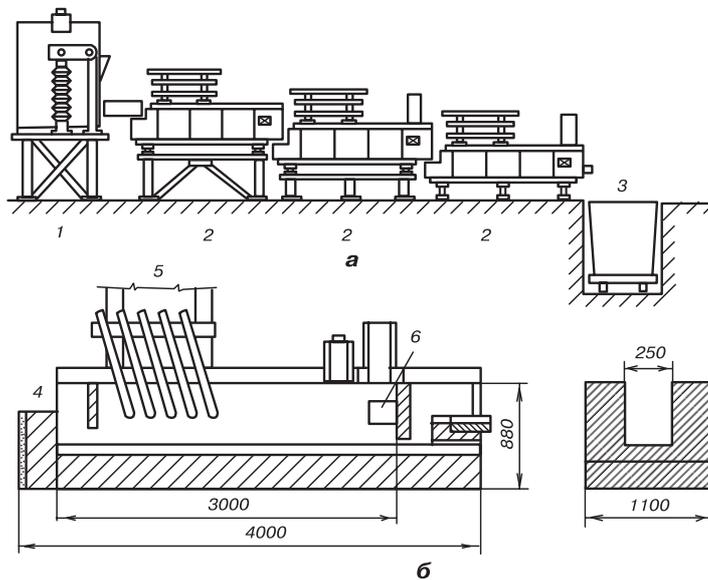
Шлак видаляється самоплином через шлаковипускний отвір, а метал через сифон і по жолобу надходить у другий агрегат, де закінчується рафінування розплаву.

В порівнянні з періодичним киснево-конвертерним процесом САБД конвертерного типу має значні переваги: удвічі більша продуктивність агрегату і праці; збільшення виходу рідкого металу на 2-3% в результаті зменшення втрат заліза зі шлаком, викидами, виносом і димом; зниження питомих витрат вапна і кількості шлаку, що утворюється, що у дво- і тристадійних САБД досягається спуском кислого шлаку, а також регенерацією частини основного шлаку; скорочення у 2-2,5 раза витрат вогнетривів; ймовірно зниження собівартості сталі; більш високі стабільність складу і якість сталі.

Безперервний сталеплавильний процес з селективним окисленням домішок чавуну розроблявся в Японії Національним дослідним інститутом металів. У 60-х роках на підставі результатів попередніх експериментів побудували одноступінчастий агрегат, схема якого представлена на рис. 7.71.

Розміри ванни складають: довжина - 3 м, ширина - 250 мм і глибина - 600 мм. Через склепіння вводили водоохолоджувані фурми (не більше 9), кут нахилу яких міг змінюватися. Кожний реактор складався з двох зон: продувної і відстійної. На вихідному кінці реактора, поблизу розвантажувального порога, вбудований скімер, за допомогою якого від металу відділяється шлак, що витікає через шлакову лютку в бічній стінці. Метал тече під скімером і потім переливається через поріг, висота якого визначає висоту металевої ванни.

**Рис. 7.71. Схема установки для безперервного виробництва сталі (а), поздовжній та поперечний переріз реактора:**  
**1** - міксер; **2** - реактор; **3** - ківш;  
**4** - отвір для зливання рідкого чавуну;  
**5** - кисневі фурми;  
**6** - шлаковий поріг



З урахуванням даних, отриманих при проведенні експериментів з порціями чавуну масою по 3 т, в 1967 р. побудували багаступінчастий агрегат. У першому ступені агрегату передбачалося видаляти з чавуну кремній і значну частину фосфору, в другому – знижувати концентрацію фосфору як можна нижчого значення, а також доводити метал за вмістом вуглецю і температурою до необхідних величин, у третьому – здійснювати доведення металу за всіма елементами і температурою до заданих величин готової сталі. Автори процесу вважали за можливе також здійснювати переділ чавуну в сталь у реакторі, що складається із двох ступенів.

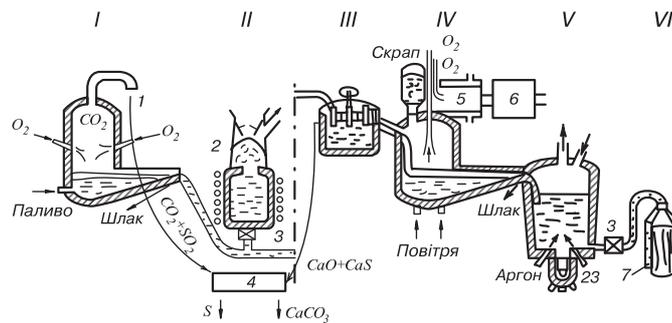
Чавун в реактор подавали з міксера ємністю 15 т. Постійність витрат чавуну контролювали безперервним зважуванням міксера. В склепінні по довжині агрегату встановлювали від 4 до 7 кисневих фурм з нахилом під кутом  $5^\circ$  до напрямку потоку металу. Через кисневі фурми в робочий простір з киснем вдувався порошкоподібний флюс. Контроль за перебігом процесу здійснювався на ділянці між скімером і порогом. Тут виміряли температуру металу стаціонарною термпарою і пірометром. Проби металу безперервно відбирали і аналізували.

Основним завданням експериментів було максимальне видалення кремнію і визначення ступеня дефосфорації при основності шлаку менше двох у першому ступені агрегату і видалення більшої частини вуглецю в другому ступені. Переробляється 6 т чавуну. Флюсоуючу суміш, що містить 83% вапна і 17% плавикового шпату, подавали через усі кисневі фурми з витратами 4 кг/хв. в перший і 2 кг/хв. - у другий ступінь. Для підвищення рідкотекучості шлаку в перший ступінь додавали окалину з витратами 0,5 кг/хв.

У подальших експериментах ставили завдання поліпшувати властивості шлаку в агрегаті другого ступеня. Для цього збільшили внутрішню ширину ванни до 300 мм. Ємність при цьому збільшилась до 1030 кг. Переробляли 12 т чавуну.

В перший ступінь флюс подавали, як описувалося вище, а в другий - заздалегідь підготовлену суміш, яка складається з 67% вапна, 13% плавикового шпату і 20% піску з витратами 2,5 кг/хв. В камеру першого ступеня флюс вдували через дві, а другого - через одну фурму.

Було відзначено, що в цьому процесі ступінь дефосфорації металу відносно невелика і складає 62-82%, а ступінь зневуглецювання – 75-90%. Ступінь десульфурзації металу також невисока. Такі низькі результати пояснюються тим, що процеси видалення з металу



**Рис. 7.72. Схема безперервного сталеплавильного процесу, який запропонований Екеторпом:**

**I** - виплавка чавуну; **II** - плавлення скрапу; **III** - десульфурація;  
**IV** - зневуглицювання; **V** - доводка сталі; **VI** - розливка; **1** - відновлювальний реактор;  
**2** - високочастотна піч; **3** - електромагнітний клапан; **4** - регенератор (одержання елементарної сірки); **5** - теплообмінник; **6** - фільтр; **7** - кристалізатор безперервної розливки сталі

шкідливих домішок у цих експериментах здійснювалися в несприятливих умовах. Так, дефосфорування протікала разом з окисненням кремнію і при відносно високій температурі (1520-1690°C), а десульфурація відбувалася при низькій основності.

У цих умовах видалення шлаку з кожного агрегату не підвищувало ступінь рафінування сталі, а лише приводило до збільшення витрат рафінуючих матеріалів.

Сталь після рафінування містила досить багато шкідливих домішок: 0,034-0,038% S; 0,031-0,060% P.

Знос вогнетривкої футеровки в зонах її активного руйнування складав в середньому 5 мм за 90 хв. або 3,2 мм/год. Збільшення товщини футеровки ванни другого ступеня від 250 до 300 мм суттєво зменшувало знос футеровки бічних стін.

Разом з розглянутими способами безперервного виробництва сталі, які пройшли або проходять перевірку в тих чи інших масштабах, за останні 20 років було опубліковано декілька інших цікавих пропозицій.

С. Екеторп на підставі аналізу термодинамічних умов перебігу металургійних реакцій запропонував безперервний процес виробництва сталі із руди за схемою, представленою на рис. 7.72.

Дрібний залізорудний концентрат разом з рідким паливом, газом або меленим вугіллям вдувається в первинну ванну рідкого чавуну в реакторі-відновнику I, поверхня якої захищена від окислення шаром коксу або іншого аналогічного за властивостями матеріалу.

Над поверхнею ванни киснем, що спеціально подається, допалюють CO до CO<sub>2</sub>. Шлак із реактора I гранулюють і використовують у будівництві.

Крупний скрап розплавляється безперервно в індукційній печі з магнітогідродинамічним затвором II; отриманий розплав змішується з розплавом із реактора-відновника 1, що містить 3-4% C, і надходить у реактор для десульфурації металу вапном. Шлак, що містить велику кількість сірки, надходить в апарат III разом з CO<sub>2</sub> з агрегату 1. В результаті реакції між CaS і CO<sub>2</sub> утворюється CaCO<sub>3</sub> й елементарна сірка.

Метал, що містить близько 0,005% S і практично не містить кремнію, марганцю і фосфору, надходить в агрегат IV, де продувається зверху киснем, а знизу – повітрям або іншим газом для перемішування ванни. Під час продувки в метал досаджують охолоджувачі у вигляді дрібного брукхту або залізорудних матеріалів. Вапно та інші шлакоутворюючі мате-

ріали не застосовуються. Монооксид вуглецю, що утворюється, спалюється в кисні в теплообміннику, гази, що відходять, очищаються від пилу, шлак відділяється від металу і гранулюється.

Доведення сталі здійснюється в агрегаті V, куди для перемішування металу подається аргон. Температуру металу регулюють за допомогою індукційного нагрівання струмами низької частоти. Готова сталь через електромагнітний клапан надходить у кристалізатор безперервно-го розливання під рівень металу, який захищений від атмосфери шаром шлаку.

В італійському центрі металургійних досліджень розроблений цікавий спосіб рафінування чавуну. Для цього у вертикальний реактор шахтного типу зверху безперервно заливають чавун. У верхній же частині реактора проводиться випуск шлаку. По висоті шахти реактора на двох рівнях розташовані водоохолоджувані фурми, через які подають кисень з порошкоподібним вапном і залізородним концентратом. При необхідності, через ці фурми подають також рідке або газоподібне паливо. В нижній частині реактора знаходиться випускний отвір для металу. Велика частина об'єму реактора заповнена шлакогазометалевою емульсією. Метал в реакторі у вигляді крапельок переміщується вниз, а шлак - вгору. Таким чином здійснюється протитечія між металом і шлаком. Пропонується використовувати скрап і флюси у вигляді кусків і завантажувати їх у верхню частину реактора.

Деякі дослідники пропонують використовувати для безперервного виробництва сталі циліндричні реактори, що обертаються. Наприклад, Шервуд (США) запропонував одержувати сталь безпосередньо із руди в довгій печі, яка обертається і опалюється природним газом. Піч складається із кількох зон. У першу зону безперервно завантажують залізородні окотиші, а також подрібнений вапняк і вугілля з малим вмістом летких. Суміш цих матеріалів у співвідношенні 20:1:10, перемішуючись у відновлювальній зоні печі, нагрівається приблизно до 1100°C, і оксиди заліза відновлюються до металевого заліза. Надлишок відновника, частки вапняку, що поглинули сірку, і зола витраченого на відновлення вугілля виводяться з печі в кінці її відновної зони, а окотиші, які, як вважає Шервуд, не руйнуються, переміщуються у плавильну зону печі.

В наступній зоні є високотемпературні пальники, які плавлять метал і шлак; металева і шлакова фази поступово переміщуються до розвантажувального кінця печі. Готовий метал видається в агрегат для доведення, а потім на безперервне розливання. Аналогічну за принципом дії, але більш просту конструкцію печі Шервуд запропонував для безперервного виробництва сталі зі скрапу або відновлених окотишів.

Як уже відзначалося відносно виходу придатного металу, безперервний сталеплавильний процес також має явні переваги перед звичайним киснево-конвертерним процесом. Ці переваги використовуються найбільш повно, якщо в безперервному сталеплавильному процесі організована протитечія металу і шлаку.

Це дозволяє у безперервному процесі одержувати сталь з більш низьким вмістом шкідливих домішок при мінімальних витратах реагентів, тобто найдешевшим шляхом. Це теоретичне положення підтверджено експериментально.

В протитечійному процесі WORCRA із чавуну з вмістом 0,061% S і 0,10% P при питомих витратах вапна 66 кг/т чавуну і основності шлаку 2,6 була одержана сталь з 0,009% S і 0,003% P. За рахунок вдосконалення схеми руху потоків металу і шлаку ступінь рафінування металу вдасться збільшити ще в більшій мірі.

В цьому процесі одержання сталі з рідкого чавуну використовується жолобоподібна піч з розосередженою подачею кисню по її довжині і з протитечією металу і шлаку. Запропоновано два типи сталеплавильних агрегатів: для роботи на рідкому чавуні і на твердій шихті.

На схемі установки, наведеній на рис. 7.73, вказані основні вузли агрегату WORCRA. Чавун подається по жолобу 3, заповнює відсік 4, в якому для нього немає виходу, і тече по жолобу 7 до випускного отвору 10. Шлакоутворюючі матеріали - вапно і плавиковий шпат у співвідношенні 10:1, фракції від 3 до 13 мм подають в реактор 8 поблизу випускного отво-

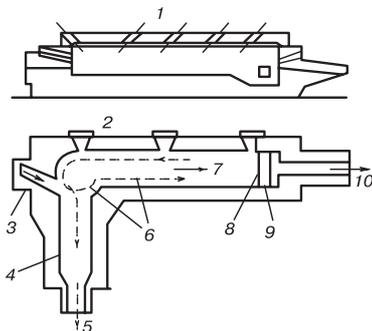


Рис. 7.73. План і розріз установки WORCRA

ру 10. Шлак тече до випускного отвору 5. Таким чином, здійснюється протитечія металу і шлаку. Метал продувають киснем, який подають через 4 або 5 фурм, одна з яких розташована в круговій зоні 6, а інші 3 або 4, залежно від вмісту вуглецю, в жолобі 7. Тиск кисню  $\sim 7$  атм. Загальна тривалість перебування металу в круговій «чаші» печі і в жолобоподібній зоні дорівнює 17-20 хв. Ширина жолоба складає  $\sim 250$  мм; товщина шару металу в жолобі – 100 мм; довжина відстійної і реакційної частини жолоба менша 5 м.

Результати експериментів продемонстрували, що процес WORCRA забезпечує досить глибоку дефосфорування і десульфуріацію металу (86-97% і 74-85% відповідно) для середньовуглецевої і низьковуглецевої сталі. При цьому основність шлаку була відносно невисока ( $\text{CaO} +$

$\text{MgO}/\text{SiO}_2$  на випуску –  $2,2 \div 2,6$ ), питомі витрати вапна невеликі (55-66 кг/т чавуну), скрап склав 11-14% від маси чавуну. Втрати заліза зі шлаком у вигляді оксидів і корольків також невеликі – 0,5-0,6%. Загальний вихід заліза складає 98-99%. Вдалося протягом тривалого часу підтримувати вміст вуглецю у витікаючому з агрегату WORCRA готовому металі з більш високою точністю в порівнянні з точністю регулювання подачі чавуну за цей період. Це свідчить про помітний ступінь перемішування металу по довжині жолоба.

Експерименти показали, що в даному агрегаті метал близький до моделі ідеального витіснення, а шлак – до моделі ідеального перемішування, що є доказом ефективності процесу WORCRA.

Безперервний сталеплавильний агрегат жолобного типу з протитечією металу і шлаку був побудований на заводі «Запоріжсталь» за проектом М.А. Глінкова (MIGIC). Було розроблено два варіанти конструкції дослідного сталеплавильного агрегату безперервної дії, розрахованого на роботу в існуючих мартенівських цехах. Перший варіант був призначений для перевірки в заводських умовах працездатності основних вузлів установки і відпрацювання технології виплавки. Цей агрегат був побудований в міксерному відділенні «Запоріжсталі». Робочий простір агрегату (рис. 7.74) складається з чотирьох послідовно розташованих ванн (I – IV), розділених перевальними стінками. Ємкість кожної ванни – 6 т. В кожній є донний отвір для випуску металу і шлаку, а в останній, крім того, отвір для випуску сталі під час роботи агрегату. Шлак видаляється безперервно з ванни I. Агрегат розрахований на безперервну роботу протягом тижня. Були проведені експерименти, за результатами яких можна було порівнювати ефективність прямоточних і протитечійних процесів. Також був зроблений висновок про перевагу протитечійних процесів ідеального перемішування.

Зміну питомих капітальних і експлуатаційних витрат під час переходу від періодичного процесу до безперервного можна оцінити з наступних міркувань. У киснево-конвертерному процесі тривалість продувки може досягати  $\sim 70\%$  тривалості циклу плавки. Якби конвертер працював безперервно, то питомі капітальні й експлуатаційні витрати зменшилися б завдяки усуненню безпродувних періодів на 30%. Крім того, під час переходу від періодичного процесу до безперервного зменшуються пікові навантаження, по всіх параметрах процесу усувається або значно спрощується кранове господарство і т.п.

Дані ряду дослідників свідчать про зменшення питомих капітальних витрат при будівництві агрегатів безперервної дії замість кисневих конвертерів. За даними авторів безперервного сталеплавильного процесу, вартість будівництва цеху з агрегатами періодичної дії складе лише половину вартості витрат киснево-конвертерного цеху тієї ж продуктивності. За даними Г.К. Уолнера, економія на капітальних витратах при будівництві сталеплавильних агрегатів безперервної дії, замість періодичних, складе 25-30%. Приблизно такі ж дані навів конструктор Трінг.

Відносно виходу придатного металу безперервний сталеплавильний процес також має переваги перед киснево-конвертерним процесом. При виробництві сталі процесом WORCRA із вмістом близько 0,2% С зі шлаком втрачалося всього 0,5-0,6% Fe. В процесі IRSID при виплавці сталі з 0,06% С за одностадійною схемою вміст оксидів заліза у шлаку, що випускається з агрегату, склав 22,7%, а при виплавці за двостадійною схемою з протитечією металу і шлаку, вміст оксидів заліза у шлаку, що випускається, зменшився до 9%.

У безперервному процесі утворюється менше пилу. В процесі IRSID втрати заліза з пилом склали ~3 кг/т сталі, а в процесі WORCRA – 1 кг/т сталі.

Собівартість сталі, виплавленої з рідкого чавуну і сталевого брухту, визначається в значній мірі часткою металобрухту в шихті. Для САБД необхідно застосовувати розплавлений брухт, або заздалегідь нагрітий. Це дозволяє довести частку металобрухту в шихті до 50% і навіть вище.

Таким чином, матеріали проведених досліджень свідчать про те, що заміна періодичних процесів у сталеплавильному виробництві безперервними процесами досить ефективна.

Найперспективнішим, очевидно, є багаступінчастий процес ідеального перемішування з протитечією металу і шлаку, який дозволяє поєднати високу продуктивність САБД з глибоким рафінуванням при мінімальних втратах заліза.

Проведення експериментальних робіт по створенню безперервних сталеплавильних процесів відразу за кількома напрямками зіграло позитивну роль. Ці дослідження стимулювали розвиток ряду найважливіших напрямів теорії сталеплавильних процесів, довели реальну можливість здійснення безперервного сталеплавильного процесу в багатьох варіантах, допомогли з'ясувати умови роботи і вимоги до різних вузлів агрегатів безперервної дії, намітити шляхи контролю й автоматизації процесу. В даний час необхідно реально оцінити найефективніший варіант безперервного сталеплавильного процесу і зосередити зусилля на його найшвидшій доробці і використанні у промисловості.

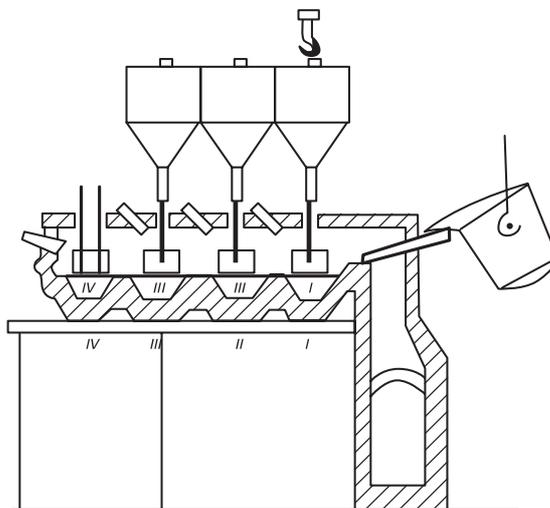


Рис. 7.74. Агрегат безперервної дії MICiC

## 7.11. Аргонокисневе рафінування

Ця технологія була спочатку розроблена для виробництва корозійностійких (неіржавіючих) сталей з метою отримання в них якомога нижчої концентрації вуглецю, підвищення їх службових властивостей. Пізніше вона почала використовуватись для виплавки й інших марок сталі, для яких також бажане отримання особливо низького вмісту вуглецю, наприклад, електротехнічних, або сталей з досить глибоким витягуванням. За кордоном вона отримала назву AOD-процес.

У вітчизняній практиці був розроблений процес газокисневого рафінування (ГКР-процес), який дозволяє економити аргон, що є дорогим газом.

Для процесу використовуються конвертери садкою 5-130 т. Більшість їх сконструйовано для подачі аргонокисневого дуття збоку з установкою фурм якнайглибше рівня ванни для максимізації перемішуючого ефекту дуття. Щоб уникнути надмірного зносу днища при утво-

ренні зони взаємодії дуттєвих струменів з металом, вважають достатнім, якщо відстань від фурми до днища складає 150-300 мм.

Фурми являють собою концентричні труби, по внутрішній з яких подається кисень з аргоном або азотом, а по зазору між нею і зовнішньою – аргон або азот як захисне середовище, що запобігає надто швидкому зносу футеровки. Незважаючи на це, футеровка в ділянці фурм зношується зі швидкістю близько 6 мм/плавку, а вище фурм – 9 мм/плавку із-за спливаючих газових бульб. Це значно вище, ніж швидкість зносу футеровки конвертера поза зоною продувки, і вимагає проміжних у процесі кампанії ремонтів конвертера в зоні продувки для зменшення питомих витрат вогнетривів (магнезитової цегли) до 8-12 кг/т сталі.

Головним технологічним прийомом процесу є зміна співвідношення витрат кисню і аргону від 5 на початку продувки до 0 в кінці її, тобто в міру зниження вмісту вуглецю в металі.

Як показано вище, в конвертерних процесах вуглець окислюється, головним чином, в зоні взаємодії окислювального дуття з металом. Підведення в цю зону вуглецю забезпечується завдяки перемішуванню ванни, провідну роль в якому грає виділення газоподібних продуктів окислення вуглецю. Таким чином, окислення вуглецю є автокаталітичним (самоприскорювальним) процесом.

У міру зниження в процесі продувки вмісту вуглецю інтенсивність його підведення в зону взаємодії зменшується і невикористаний на окислення вуглецю кисень окислює залізо. Це викликає втрати виходу придатної рідкої сталі, а при виробництві корозійностійкої сталі - значний вигар дорогого хрому.

В цих умовах зменшення кисневої складової дуття і збільшення інертної ( $Ar, N_2$ ) дозволяє, з одного боку, зменшити швидкість окислення заліза, а з іншого – підтримати інтенсивність перемішування конвертерної ванни і забезпечити доставку в зону дуття вуглецю з достатньою інтенсивністю.

З цією ж метою зменшують діаметр внутрішньої труби (звичайно менше 9 мм), що при обмеженій кількості фурм знижує питому інтенсивність продувки до менш ніж  $1 \text{ м}^3 \text{ O}_2 / \text{т} \cdot \text{хв}$ . і збільшує тривалість продувки до 40-90 хв.

На різних заводах регулювання співвідношення  $O_2:Ar$  у дутті здійснюють в процесі продувки за різними схемами. Уявлення про одержувані при цьому результати можуть дати наступні узагальнюючі дані:

$O_2: Ar$	3 : 1	2 : 1	1 : 1	1 : 2	1 : 3	0 : 1
Тривалість продувки, хв	до 35	14	9	17		5-6
[C], %	0,30-0,55	0,12-0,35	0,18-0,20	до 0,08	до 0,04	до 0,02
$\eta_c$	0,5-0,7	< 0,5	< 0,3	< 0,2	< 0,2	< 0,10

Значно менше число конвертерів працює за КЛУ-процесом у Швеції і Франції, в якому кисень і аргон подається через фурми, встановлені у днищі. Є відомості, що донна продувка викликає значні викиди з конвертера, що збільшує втрати металу.

При аргонокисневому рафінуванні в цеху, де знаходиться конвертер, є електропіч для розплавлення початкової шихти, у тому числі високолегованого металобрухту для виробництва корозійностійкої сталі. При переплавці брухту шихту навуглецьовують і з електропечі випускають напівпродукт, який містить 1-3% С, 15-16 Сг і близько 10% Ні з температурою до 1700°C.

Напівпродукт заливають у конвертер і продувають метал аргонокисневою сумішшю зі ступеневим співвідношенням, що безперервно змінюється.

Для формування шлаку в конвертер присаджують вапно і доломіт. З останнім у шлак вводиться оксид магнію, що насичує шлак по цьому компоненту і знижує знос футеровки. Основність кінцевого шлаку 1,5-2,0.

Температуру в процесі продувки підтримують на рівні 1680-1700°C, що запобігає надмірному окисленню хрому завдяки тому, що реакція його окислення екзотермічна.

Співвідношення вуглецю і хрому в металі знаходиться в рівновазі у відповідності з ендотермічною реакцією



і підвищення температури зрушує її вправо.

В процесі продувки в конвертер можуть присаджувати оксид нікелю, нікелевий агломерат, хромову руду, феронікель, феромарганець і ферохром, які охолоджують ванну і не дозволяють розвиватися надмірно високим температурі і зносу футеровки. При необхідності підігріву ванни, присаджується феросиліцій.

На заключному етапі продувки знижують співвідношення кисню й аргону в дутті до 1:8 і 0:1, тобто переходять на продувку чистим аргонном. Це сприяє розкислюванню шлаку, зниженню вмісту оксиду хрому у шлаку до 1% і збільшенню засвоєння всього використаного на плавку хрому до 98%.

Аргонокисневим процесом виплавляється до 80% світового виробництва корозійно-стійкої сталі.

## 8. ВИРОБНИЦТВО ЯКІСНИХ, ЛЕГОВАНИХ І СПЕЦІАЛЬНИХ СТАЛЕЙ

### 8.1. Попередня обробка чавуну

#### 8.1.1. Мета обробки

Раніше, 15-20 років тому, обробка зводилась до десульфурації 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 зневуглецювання металевого розплаву і підвищення його температури до заданої (див. розділ 4).

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 позапечної обробки сталі, але й конвертерної плавки і її 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.

#### 8.1.2. Позадоменна десульфурація чавуну

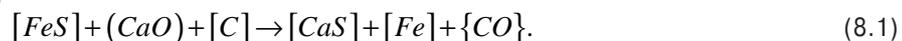
У доменному процесі найбільшу кількість сірки у чавун вносить кокс. В руді і флюсах сірка міститься у вигляді піриту  $FeS_2$ , іноді у вигляді сульфатів  $BaSO_4$ ,  $CaSO_4$ , в агломератах - у вигляді сульфиду кальцію  $CaS$ .

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 передельного чавуну з газами видалається 2-5% внесеної у піч сірки.

При проходженні в доменній печі крапель чавуну вниз через шар шлаку сірка видалається 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:

$$[S]_{\text{чав}} = \frac{S_{\text{шихти}} - S_{\text{газ}}}{L_s n + 1}, \% \quad (8.2)$$

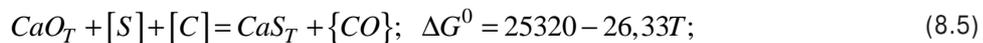
Для зниження вмісту сірки у чавуні прагнуть зменшити надходження сірки в доменну піч: знижують витрати коксу шляхом застосування багатого на залізо флюсованої шихти, застосування природного газу, високонагрітого дуття; зменшують вміст сірки у коксі; видаляють сірку із руд при окискуванні. Зниженню вмісту 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.

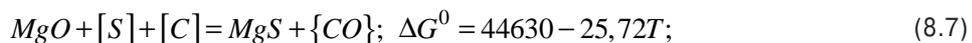
В якості реагентів-десульфураторів при подальшій - позадоменній обробці чавуну використовують магній, кальцієві матеріали, соду і марганець. Головні реакції і їх термодинамічні функції наступні:



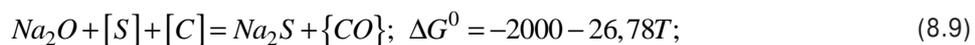
$$\lg K = \lg \frac{a_{MgS}}{P_{Mg} [S] \cdot \gamma_{[S]}} = (22750/T) - 9,63; \quad (8.4)$$



$$\lg K = \lg \frac{a_{CaS} \cdot P_{CO}}{a_{CaO} \cdot a_{[C]} [S] \cdot \gamma_{[S]}} = -(5540/T) + 5,755; \quad (8.6)$$



$$\lg K = \frac{a_{MgS} \cdot P_{CO}}{a_{MgO} \cdot a_{[C]} [S] \cdot \gamma_{[S]}} = -(9760/T) + 5,62; \quad (8.8)$$



$$\lg K = \lg \frac{a_{Na_2S} \cdot P_{CO}}{a_{Na_2O} \cdot a_{[C]} [S] \cdot \gamma_{[S]}} = (440/T) + 5,74; \quad (8.10)$$



$$\lg K = \frac{a_{CaS} \cdot a_{[C]}^2}{a_{CaC_2} \cdot [S] \cdot \gamma_{[S]}} = (19000/T) - 6,28; \quad (8.12)$$

$$[Mn] + [S] = MnS; \quad \Delta G^0 = -32520 + 10,72T; \quad (8.13)$$

$$\lg K = \lg \frac{a_{MnS}}{a_{[Mn]} \cdot [S] \cdot \gamma_{[S]}} = (7110/T) - 2,34. \quad (8.14)$$

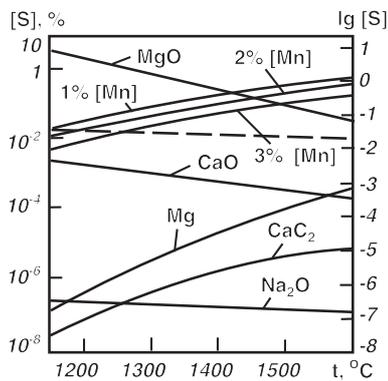


Рис. 8.1. Залежність десульфураційної здатності різних десульфураторів від температури

Залежність десульфураційної здатності матеріалів від температури представлена на рис. 8.1. 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 Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub> і 2 кг CaC<sub>2</sub> - 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.

**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/см<sup>3</sup>, температура

плавлення 651°C; температура кипіння 1107°C; питома теплоємність при 20°C 1,04 · 10<sup>3</sup> Дж/(кг·К). 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 Mg<sub>3</sub>N<sub>2</sub>.

У промисловості найбільшу кількість магнію одержують електролізом безводного хлориду MgCl<sub>2</sub> або зневодненого карналіту KCl · MgCl<sub>2</sub> · 6H<sub>2</sub>O. 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: MgO + CaO + Si → [Ca - Mg - Si] + (CaO - MgO - SiO<sub>2</sub>). Вміст магнію в одержаному таким чином сплаві складає 6 - 22%.

Тиск пари чистого магнію залежить від температури (рис. 8.2). 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. На рис. 8.3 показано розрахункову зміну об'єму 1 г магнію при тиску 0,1 МПа в залежності від температури. 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 реакції окислення магнію складає, Дж/моль:

$$2Mg_m + O_2 = 2MgO_m; \quad \Delta G_{298-923K}^0 = -660373 + 107,22T; \quad (8.15)$$

$$2Mg_p + O_2 = 2MgO_m; \quad \Delta G_{923-1368K}^0 = -668357 + 115,87T; \quad (8.16)$$

$$2Mg_z + O_2 = 2MgO_m; \quad \Delta G_{1368-3078K}^0 = -726902 + 202,02T. \quad (8.17)$$

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 ліквідувати 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:

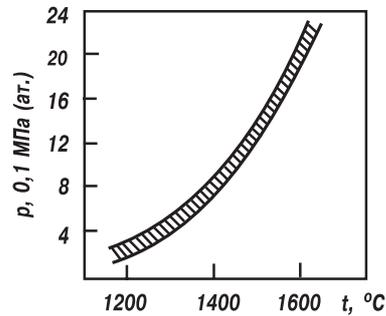


Рис. 8.2. Залежність тиску насиченої пари чистого магнію  $P_{Mg}$  від температури,  $t$

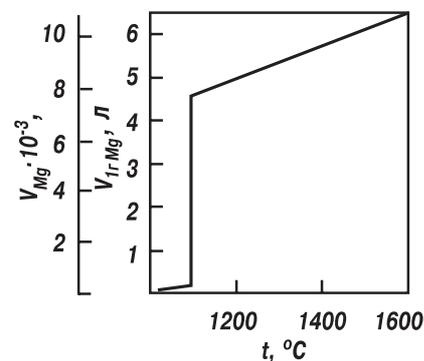


Рис. 8.3. Зміна об'єму парів магнію  $\Delta V_{Mg}$  залежно від температури

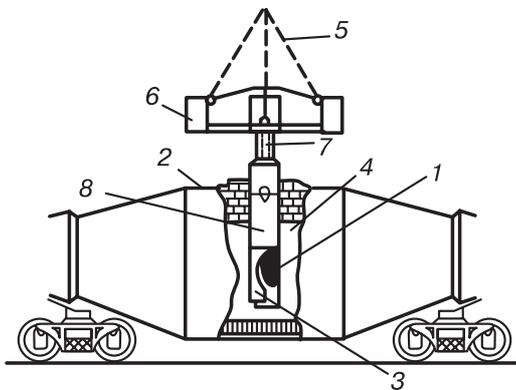


Рис. 8.4. Схема установки для десульфурации чугуна магниевым коксом

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 десульфуратії. Ділянки розвиненої поверхні пористого скелета служать центрами зародження нової фази MgS - десульфуратія перебігає спокійно і разом з тим до низького вмісту сірки. Магнококс 1 (рис. 8.4) вводять у ківш міксерного типу 2 в графітному ковпаку 3 на глибину  $\sim 2/3$  висоти ковша. Для подолання сил виштовхування з чавуну 4 механізм опускання 5 забезпечений сталевим балластом 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 десульфуратії чавуну. Частка магнію в таких сумішах менша (до 50%), ніж вапна або інших реагентів, і варіант технології представлений в даному розділі нижче - у підрозділі «Позадоменна десульфуратія чавуну матеріалами, що містять кальцій»).

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 рис. 8.5 наведений використовуваний для технології SCMG графік для визначення витрат магнію, що вводиться у чавун з метою отримання в ньому гарантованого вмісту сірки після обробки. Розрахунки показують, що ступінь використання магнію на десульфуратію 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 стислим азотом або повітрям через вертикальну фурму, заглиблену в чавун на  $\sim 2/3$  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 співвідношен-

1. Введенням у метал магнезиально-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 порошокподібному вигляді магній та інші компоненти.

Зупинимось на кожному з варіантів технології докладніше.

1. Пористість коксу дуже висока ( $\sim 90\%$

ням 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  $\text{CH}_4$ . 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. 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  $S_{\text{поч}} = 0,025 \pm 0,045\%$  витрати реагенту на одиницю видаленої сірки при використанні природного газу нижчі на 25%.

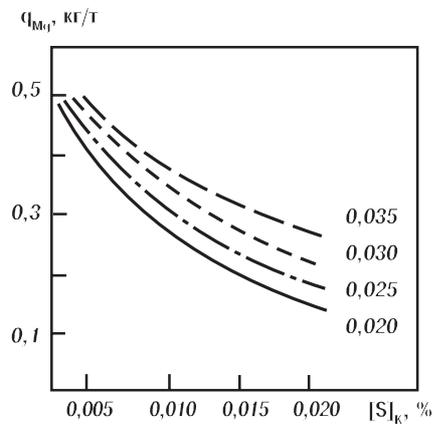
Відсутність кисню і азоту в газові-носієві виключає перебіг екзотермічних реакцій у випарній камері фурми, а дисоціація метану в ній додатково забирає тепло. Заміна повітря природним газом приводить до зниження температури у випарній камері фурми приблизно на  $200^\circ\text{C}$ . Це викликає охолодження 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 інjektується 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 інjektується 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 десульфурації чавуну і порошками вапна і вапна з магнієм. Використання метану як газу-носія стимулюється 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 десульфурації. При обробці дротом, що містить магній, концентрація



**Рис. 8.5.** Витрати магнію  $q_{\text{Mg}}$  для отримання гарантовано низького вмісту сірки у чавуні (цифри біля кривих - масовий вміст сірки до обробки, %;  $[S]_{\text{к}}$  - вміст сірки після обробки)

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 дрiт може подаватися або у кiвш, або безпосередньо в струмiнь, що стiкає з носка. Для обробки чавуну в Захiднiй Європi використовують дрiт дiаметром 5,0 мм, масою 1 м довжини 77-78 г, вiмiст магнiю - 8-9 г/м. В країнах СНД освоїли випуск подiбного дроту дiаметром 12-16 мм. В деяких сортах дроту мiститься також мiшметал (1,8 або 2,3 г/м). Даний спiсiб має ряд переваг: простий у виконаннi, не забруднює навколишнє середовище, дає добрі результати при незначних витратах матерiалів.

У даний час магнiй у виглядi порошку, гранул, блоків, сумiшей є одним з основних реагентiв, використовуваних для позадоменної десульфуратiї з витратою до 1 кг/т чавуну.

### Позадоменна десульфуратiя чавуну матерiалами, що мiстять кальцiй

Методи обробки чавуну матерiалами, що мiстять кальцiй (вапно, вапняк, карбiд кальцiю), давно використовуються, проте накопичений досвiд не дає достатньо даних для остаточного рiшення про доцiльнiсть вибору того чи iншого реагенту. Доводиться враховувати, що на вiдмiну від магнiю перелiчені вище реагенти можуть бути охарактеризованi як практично неплавкi. Застосування неплавких десульфураторiв приводить до незадовiльного змiшування з чавуном при його обробцi, тому при введеннi  $\text{CaO}$  і  $\text{CaC}_2$  необхiднi спеціальнi заходи для полiпшення контакту десульфуратора і металу.

Методи органiзацiї контакту такого роду матерiалів з металом, а також їх фiзичнi характеристики (в кусках, у виглядi порошку, сплавiв, хiмiчних з'єднань в рiдкому виглядi і т.п.) можуть бути рiзнi. На рис. 8.6 представлена схема установкi для десульфуратiї чавуну, розташованої на шляху рiдкого чавуну від доменної печi до сталеплавильного цеху.

У кiвш з рiдким чавуном 1 опускається ротор-мiшалка 2. Над ковшом при обробцi розташовується ковпак для пиловловлювання 3 з пристроєм для подачi десульфураторiв 4 і вiдведення газiв 5. Перемiшування металу з реагентом досягається обертанням ротора-мiшалки і пропусканням через ротор деякoi кiлькостi iнертного газу (звичайно азоту), що створює ефект кипiння. При використаннi такого типу установкi для обробки чавуну сумiшшю з обпаленого вапна (90%), плавикового шпату (5%) і нафтового коксу (5%) вiмiст сірки в чавунi знижується з 0,030-0,035% до ~0,003%.

Створення на початку 80-х рокiв ХХ столiття надiйних пристроїв для вдування в рiдкi розплави порошокiв, що дозволяють точно регулювати масу реагенту, який подається, відкрило для десульфуратiї чавуну широку гаму технологiчних варіантiв. Останнi вiдрiзняються перш за все складом сумiшей.

Зупинимося на варіантах, що досить широко використовуються у свiтовiй практицi. Врахуємо, що на вибiр підприємствами складу сумiшей для обробки одночасно впливає ряд чинникiв: вартiсть і дефiцитнiсть матерiалів, спiсiб введення їх у чавун і вартiсть устаткування, ефективнiсть і простота методу, стабiльнiсть результатiв, штати, екологiчні питання і т.д. Головним критерiєм залишається економiчний бiк тех-

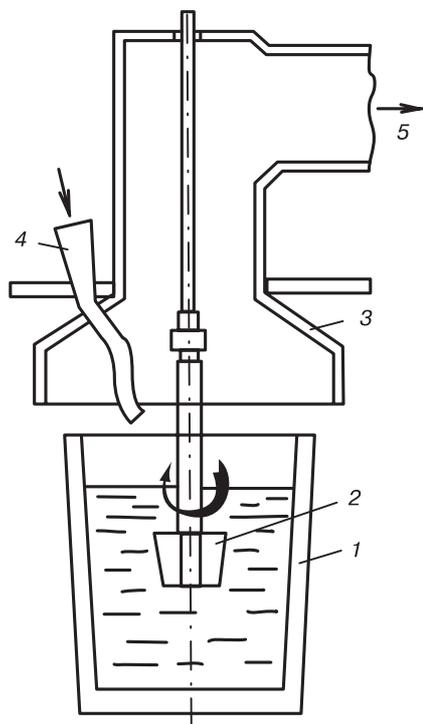


Рис. 8.6. Схема установки для десульфуратiї чавуну

нології. Але він різний для різних регіонів, і це визначило велике число застосовуваних десульфураторів.

Перевага віддається десульфураторам, у складі яких є вапняк  $\text{CaCO}_3$ . При цьому зменшуються витрати електроенергії, затрачуваної на розклад вапняку при його випаленні у вапняно-випалювальних печах. Крім того, термічна дисоціація часток  $\text{CaCO}_3$  в місці заглиблення в метал сприяє утворенню досить дрібних активних часток  $\text{CaO}$  за реакцією:  $\text{CaCO}_3 = \text{CaO} + \text{CO}_2$ . Другий продукт дисоціації  $\text{CO}_2$  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  $\text{CO}_2$ :  $[\text{Si}] + \text{CO}_2 = \text{SiO}_2 + \text{C} + \text{Q}$ . 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%  $\text{CaCO}_3$ , 5%С, 3%  $\text{CaF}_2$ , решта -  $\text{CaO}$ , 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  $\text{CaC}_2$ . 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  $\text{CaC}_2$ ,  $\text{CaO}$  і  $\text{CaCO}_3$  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  $\text{CaCO}_3$ .

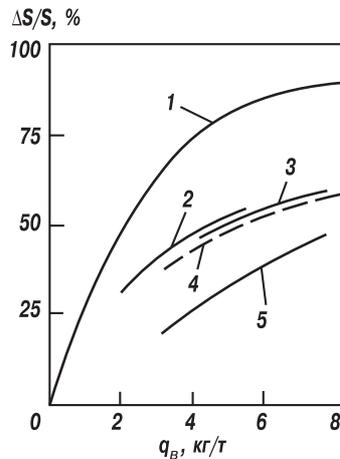
Вдування чистого  $\text{CaC}_2$  супроводжується істотними втратами чавуну зі шлаком, вогнеутворенням і пиловиділенням при скачуванні з ковша сірчистого шлаку. Ці явища пов'язані з повільним і тому неповним засвоєнням чавуном тугоплавкого карбіду кальцію, що подається в кількості до 10 кг/т чавуну для розрахункової глибини десульфурації. Попадання  $\text{CaC}_2$  у шлак викликає його загущення, контакт з атмосферою при скачуванні шлаку - інтенсивне догорання  $\text{CaC}_2$  за рахунок кисню атмосферного повітря.

Суміш  $\text{CaC}_2$  з  $\text{CaCO}_3$  в Західній Європі називають діамідним вапном і позначають  $\text{CaD}$ . Указані вище негативні ефекти десульфурації вдуванням  $\text{CaC}_2$  цілком усуваються при співвідношенні компонентів  $\text{CaC}_2:\text{CaCO}_3=60:40$ . Таке діамідне вапно має найнижчу вартість серед усіх сортів  $\text{CaD}$ , проте по кількості видаленої сірки дана суміш найменш ефективна. Ця кількість зростає зі зростанням частки  $\text{CaC}_2$  з 60 до 90% - практично в 2 рази. Вартість обробки чавуну використовуваними на практиці сумішами  $\text{CaC}_2$  і  $\text{CaCO}_3$  із співвідношенням компонентів 60:40,70:30,80:20,85:15 і 90:10 складає відповідно 100, 106, 111, 115 і 231%.

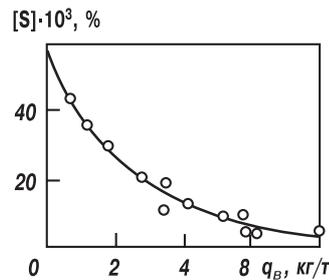
Слід зазначити, що в даний час ряд американських заводів сталі і надійні результати по десульфурації чавуну одержують сумісним вдуванням  $\text{CaC}_2$  і магнію в оболонці із співвідношенням 3:1. Разом з тим, німецькі і шведські заводи віддають перевагу: 1)  $\text{CaD}$  «80/20» з витратами 2-10 кг/(т); 2) або магнієві суміші (50%  $\text{Mg}+15\%\text{Al}$ , решта  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ) з витратами 0,2-1,25 кг/т; 3) або комбіновані суміші (80%  $\text{CaD}+20\%\text{Mg}$ ) 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 (рис. 8.7).

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.



**Рис. 8.7. Залежність ступеня десульфурації рідкого чавуну від витрат вапна  $q_B$  при вдуванні сумішей у ківш:**  
 1 - CaO + Al; 2 - CaO + Ti;  
 3 - CaO + Mg; 4 - CaO + CaC<sub>2</sub>;  
 5 - CaO



**Рис. 8.8. Залежність вмісту сірки від кількості вапна  $q_B$ , що вводиться у чавун після додавання в нього алюмінію**

На рис. 8.8 показано зміну концентрації сірки в чавуні у процесі вдування порошку вапна в цьому випадку. Обов'язковою вимогою тут є накриття ковша кришкою для запобігання повторного окислення під дією атмосфери. Процес десульфурації в цих умовах характеризується рівнянням:  $3(\text{CaO}) + 3[\text{S}] + 2[\text{Al}] = 3(\text{CaS}) + (\text{Al}_2\text{O}_3)$ .

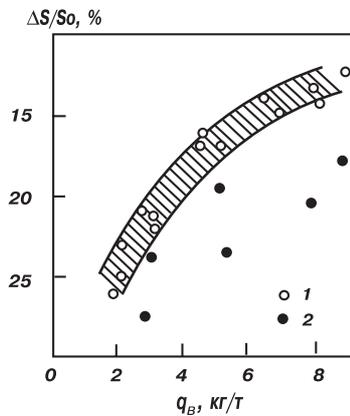
Велике значення при десульфурації чавуну має якість вапна і кількість доменного шлаку, що надійшов із чавуном. Шлак звичайно містить приблизно 40% CaO, 15% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> і 45% SiO<sub>2</sub>, і для зниження вмісту сірки в чавуні з 0,05 до 0,01% необхідно ввести наступну кількість вапна:

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

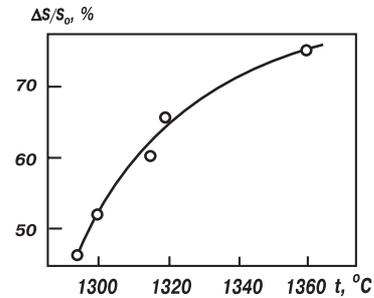
За наявності «залишкового» доменного шлаку у ковші >10 кг/т одержати в металі <0,01% S складно. Дані рис. 8.9 показують, що ступінь десульфурації при використанні вапна гіршої якості знижується майже вдвічі (кількість доменного шлаку в ковші складала ~4 кг/т). Суттєвий також вплив температури чавуну (рис. 8.10).

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 ~ 80%.

При цьому використовували досить чисте вапно (~0,3% SiO<sub>2</sub>, ~0,02% S) з розміром кусків 0-2 мм ( в середньому ~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 складала ~7,2 м<sup>3</sup>/хв., при цьому відзначено деяке підвищення вмісту азоту в чавуні (рис. 8.11).



**Рис. 8.9. Залежність ступеня десульфурації чавуну від витрат вапна  $q_{в}$ :** вапно складу 95,7% CaO; 1,3 % SiO<sub>2</sub>; 0,9 % CO<sub>2</sub>; 2 - вапно складу 80,5 % CaO; 6,3 % SiO<sub>2</sub>; 20 % CO<sub>2</sub>



**Рис. 8.10. Залежність ступеня десульфурації від температури (початковий вміст сірки в чавуні 0,06%, кількість вапна, що вдувається, 5 кг/т)**

### Використання соди

Окрім магнію, карбїду кальцію, вапна і вапняку, для позадоменної обробки чавуну використовують соду (Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>), яка також є десульфуруючим реагентом. Взаємодія з рідким чавуном відбувається за реакцією: Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub> + [C] = Na<sub>2</sub>O + 2CO; Na<sub>2</sub>O + [S] + [C] = Na<sub>2</sub>S + CO; сумарно Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub> + 2[C] + [S] = Na<sub>2</sub>S + 3CO.

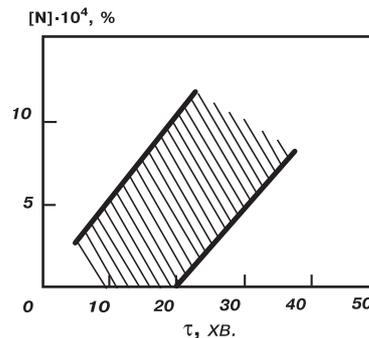
При обробці содою в атмосферу виділяється значна кількість летких речовин (включаючи випарений Na<sub>2</sub>O). Цей метод вимагає обов'язкової наявності стендів, обладнаних добре діючими газоуловлюючими пристроями.

### 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 ємкості 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 (рис. 8.12). В цій фурмі використаний метод подвійного потоку газу: 30% газу, що вдувається, подають по внутрішній трубці 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.



**Рис. 8.11. Залежність вмісту азоту в чавуні від тривалості вдування в нього порошкового вапна**

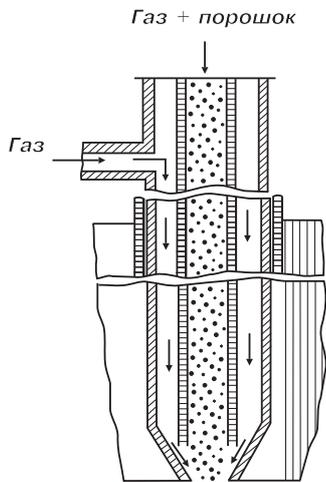


Рис. 8.12. Фурма для продування порошку конструкції інституту IRSID

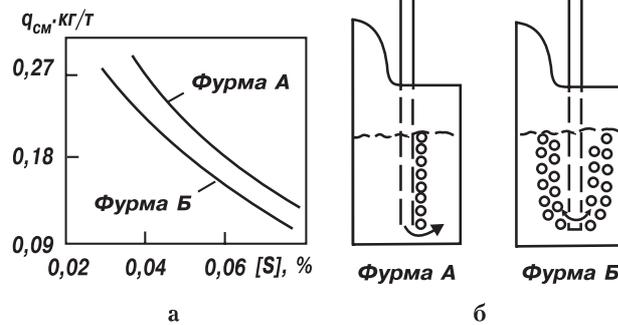


Рис. 8.13. Залежність витрат суміші  $CaC_2-CaCO_3$  у співвідношенні 85:15 ( $q_{см}$ ), необхідних для видалення 0,001% S від вмісту сірки в чавуні до обробки (а) і від конструкції фурми (б)

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 магнію вдувають азотом або аргоном через фурму з одним або двома бічними отворами (рис.8.13, фурма «Б»), інші суміші - з одним вертикальним виходом, газ-носії - повітря. Для зменшення розбризкування фурму у ківш «Торпедо» в ряді випадків вводять у метал під кутом до вертикалі до 30°.

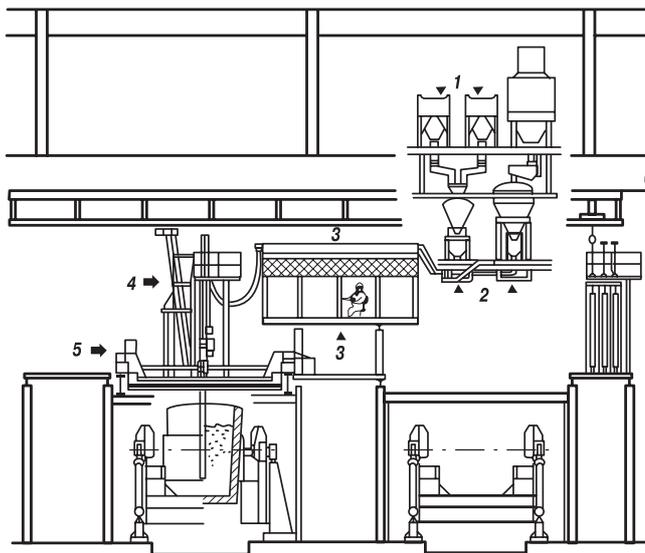


Рис. 8.14. Станція для обробки рідкого чавуну

Особливу увагу приділяють скачуванню шлаку після десульфурації чавуну. Здійснюють його скребокними 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 видалити шлак і одержати на 10-15% нижчу концентрацію сірки у пробі металу з конвертера.

На рис. 8.14 показана схема розміщення устаткування для десульфурації чавуну, яка застосовується на шведських і німецьких заводах. Установа включає витратні бункери 1, розподільники 2, операторську 3, автоматичний відбір проб 4, пересувну кришку 5. Перед обробкою ківш з чавуном зважується і встановлюється в

Таблиця 8.1

## 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
	- карбіду кальцію	кг/т чавуну	0,5-4,0
	- вапна (вапняку)	кг/т чавуну	5-10
7	Витрати газу-носія	м <sup>3</sup> /хв. на на 1 т чавуну	0,001-0,003
8	Співвідношення порошок/газ в суміші, що продувається:		
	- суміші на основі магнію	кг/м <sup>3</sup>	~10
	- суміші на основі карбіду кальцію	кг/м <sup>3</sup>	50-100
	- суміші на основі CaO(CaCO <sub>3</sub> )	кг/м <sup>3</sup>	до 200

\*При використанні суміші CaD+Mg продувка ізотермічна

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 (див. рис. 8.14) 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 8.1.

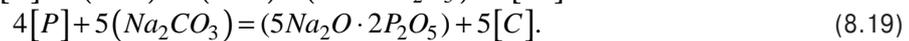
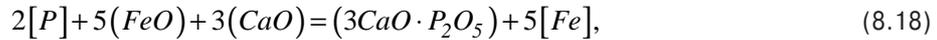
### 8.1.3. Позадоменна дефосфорація чавуну

В шихтових матеріалах доменного процесу фосфор знаходиться у виді п'ятиокису, з'єданого 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 низькофосфо-

ристик сталей, з іншого - розвитком малошлакових технологій конвертерного переділу, переваги яких вже розглянуті.

Для дефосфорації використовують матеріали, що містять вапно і залізо: CaO, FeO, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> та соду Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>. Відбуваються реакції:



Щоб уникнути помітних тепловтрат при обробці чавуну, порошокподібні 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 (Fe)<sup>2+</sup>, а при використанні Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub> - іонів (CO<sub>3</sub>)<sup>2-</sup>. 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 метали.

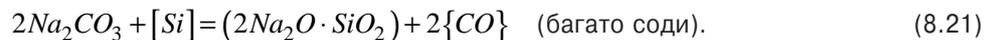
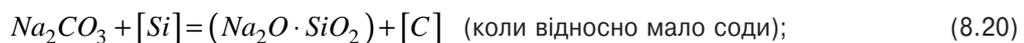
На початку вдування частинок CaO в чавун у струмені кисню на їх поверхні формується з'єднання типу CaO·Fe(Mn)O, яке при температурах обробки знаходиться в рідкому стані. На основі цього з'єднання, у свою чергу, починають формуватися з'єднання типу CaO·Fe(Mn)O·P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, у подальшому 3CaO·P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> або, за наявності кремнію в розплаві, типу 3CaO·P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>-2CaO·SiO<sub>2</sub> з незначним включенням фаз нагельшмідтиту 7CaO·2SiO<sub>2</sub>·P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> і силікокарнатиту 5CaO·SiO<sub>2</sub>·P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>. 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 (див. вище) і дефосфоратором, 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 ( $\Delta P$ ) збільшується пропорційно витратам соди (рис. 8.15). 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 (P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>)/[P] в значній мірі залежить від відношення (Na<sub>2</sub>O)/(SiO<sub>2</sub>), причому при (Na<sub>2</sub>O)/(SiO<sub>2</sub>) > 3 коефіцієнт розподілу фосфору (P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>)/[P] зростає до  $\geq 1000$ . Реакція дефосфорації супроводжується виді-

ленням тепла; для одержання високих значень коефіцієнта розподілу фосфору ( $P_2O_5$ )/[P] бажано, щоб температура чавуну в процесі його обробки була не більше 1250°C.

В результаті перебігу реакції (8.19) 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  $Na_2O$  (ідкий натр) можуть забруднювати атмосферу цеху.

На рис. 8.15 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°C із вмістом кремнію <0,05%.

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 сумішшю порошоків, 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 м<sup>3</sup>/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 спе-

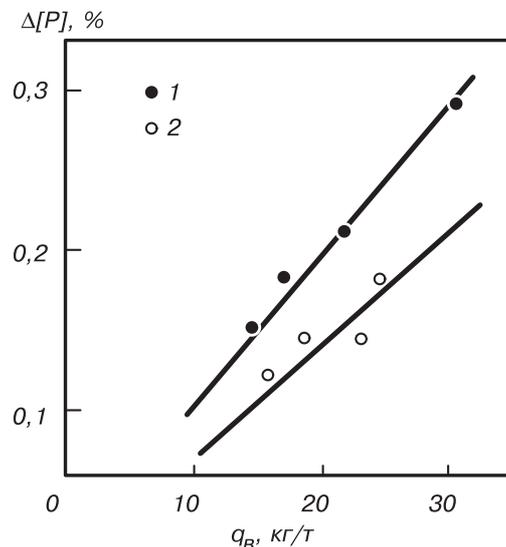


Рис. 8.15. Дефосфорація чавуну при використанні різних реагентів:  
1 - сода  $Na_2CO_3$ ; 2 - суміш 50%  $(CaO+CaF_2)+50\%Fe_2O_3$

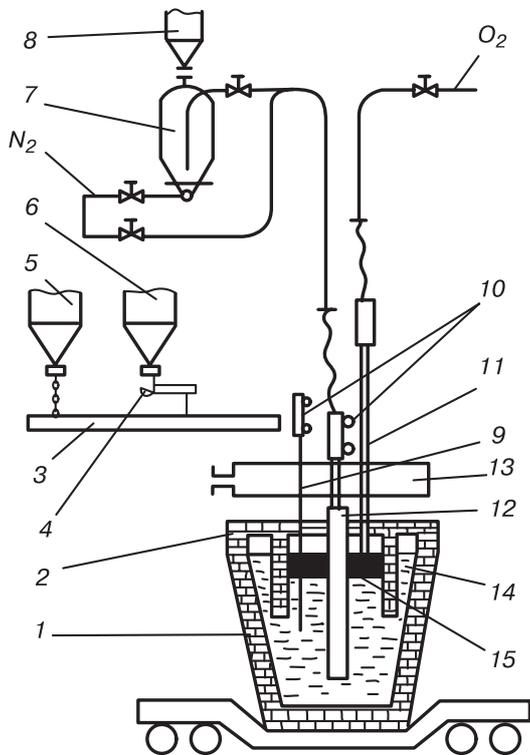
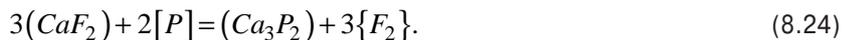


Рис. 8.16. Схема установки для проведения дефосфорации чугуна содой с вдуванием и без вдувания порошка

ціальної конструкції (рис. 8.16). 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, зонт для уловлювання пилу 13. З футеровки 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% P, одержували напівпродукт із вмістом <0,2% P і фосфатшлаки з концентрацією P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> до 18%.

Останнім часом інтерес металургів викликають можливості відновної дефосфорації. Вона може здійснюватися при низькому парціальному тиску кисню - 10<sup>-13</sup> Па і нижче - флюсами систем CaF<sub>2</sub> - CaC<sub>2</sub>, Ca - CaF<sub>2</sub> або чистим Ca, його карбідом CaC<sub>2</sub> з утворенням з'єднань типу Ca<sub>3</sub>P<sub>2</sub>, наприклад,



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

#### 8.1.4. Задачі і принципи десиліконізації чавуну

Операція попереднього знекремнювання чавуну (десиліконізація) дозволяє вирішувати наступні задачі: ефективно використовувати реагенти, що вводяться для дефосфорації і десульфурації; організувати 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.

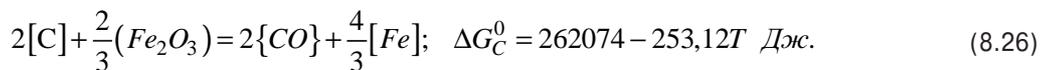
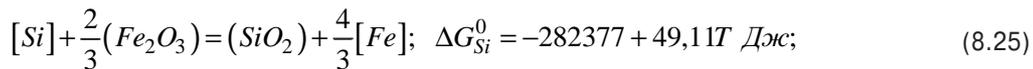
Проте використання знекремненого чавуну має істотний недолік. Незважаючи на деяке підвищення температури чавуну в процесі знекремнювання і зменшення втрат тепла на нагрівання шлаку, надлишок тепла, використовуваний в конвертері для переробки скрапу, зменшується. Разом з тим, якщо є інші споживачі скрапу (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.

Вище 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 зневуглецювання 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  $\Delta G_{Si}^0$  і  $\Delta G_C^0$  змінюється.

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

Оскільки  $\Delta G = \Delta G_0 + 4,575 T \lg Kp$ , то для реакції (8.25)  $Kp=1$  і  $\Delta G_{Si} = \Delta G_{Si}^0$ , тобто зміна тиску значення не має.

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

$$\Delta G_C = \Delta G_C^0 + 4,575T \lg \left( P_{CO}^2 / a_C^2 \cdot a_{Fe_2O_3}^{2/3} \right). \quad (8.27)$$

Відповідні розрахунки представлені на рис. 8.17. 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. В другому випадку зростає також ефективність використання порошку для десиліконізації. На рис. 8.18 показано, що якщо раніше, при використанні звичайного способу - подачі окалини зверху і продувки газом у ковші знизу ступінь використання реагенту був близький до

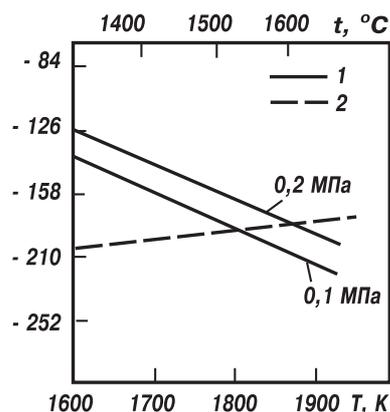


Рис. 8.17. Залежність  $\Delta G$  від температури для реакції окислення вуглецю (крива 1) і кремнію (крива 2)

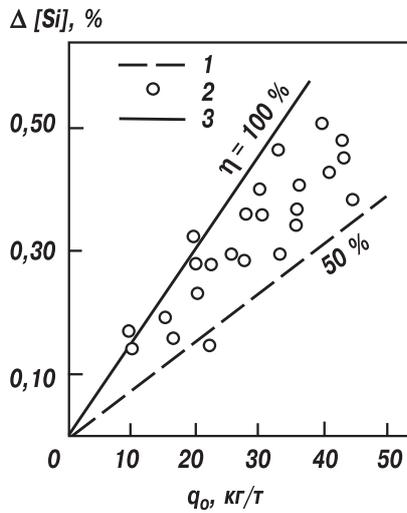


Рис. 8.18. Залежність кількості видаленого кремнію  $\Delta[Si]$  від витрат порошку окалини  $q_{ox}$ : 1 - подача окалини зверху і газу знизу; 2, 3 - введення окалини вглиб металу (2 - експериментальні точки при вдуванні порошку вглиб металу)

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.

### 8.1.5. Основи поєднання процесів десульфурації і дефосфорації чавуну в одному агрегаті

Як відомо, для проведення операцій дефосфорації і десульфурації необхідні різні умови. Для успішної дефосфорації бажано мати високий окислювальний потенціал і невисоку температуру, для десульфурації - невисокий окислювальний потенціал і підвищену температуру.

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

При використанні в якості флюсу  $Na_2CO_3$  необхідно мати на увазі, що активність і сірки і фосфору при  $1400^\circ C$  може бути нижче, ніж 0,001 в широкому діапазоні значень  $P_{O_2}$  (рис. 8.19): від 0,1 до 0,0001. Таким чином, в цьому випадку процеси десульфурації 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 рис. 8.19 витікає, що значенням  $a_{[O]}$  від  $\leq 0,01$  до 0,0001 у рівновазі з  $CaO$  відповідають значення в рідкому чавуні  $a_{[P]} \leq 0,001$  і  $a_{[S]} \leq 0,001$ . Проте процес бажано організувати так, щоб об'єми металу з переважним

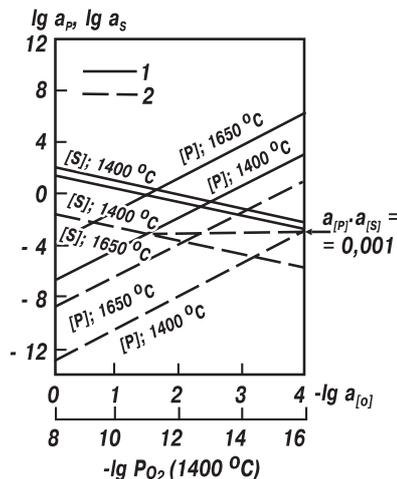


Рис. 8.19. Активність фосфору і сірки в чавуні у рівновазі з  $CaO_{тв}$  (1) і  $Na_2O_{пиг}$  (2)

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 (рис. 8.20). 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 м<sup>3</sup>/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<sub>2</sub>), (P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>) і (SiO<sub>2</sub>). Поки в чавуні залишається кремній, концентрація SiO<sub>2</sub> у шлаку не знижується менше, ніж на 40%; основність, відповідно, невелика (CaO)/(SiO<sub>2</sub>) < 1,5. Після завершення окислення кремнію основність зростає і при (CaO)/(SiO<sub>2</sub>) = 4 вміст (P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>) у шлаку починає наблизитися до складу 3(CaO)·P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>. Подальше зниження рівня (Fe) у шлаку забезпечується зміною складу порошку, що вдувається, і відношення O<sub>2</sub>/N<sub>2</sub> в газі-носієві. При (Fe) в поверхневому шлаку не більше 3% і (CaO)/(SiO<sub>2</sub>) > 3 відношення (S)/[S] ~ 50, що свідчить про досить добрі умови для видалення сірки.

На рис. 8.21 показано типову зміну складу чавуну в 100-тонному ковші при використанні даної технології.

Близькі до завершення і використання у промисловості інші варіанти подібної технології (рис. 8.22). 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 десульфурації (3-й) кисне-

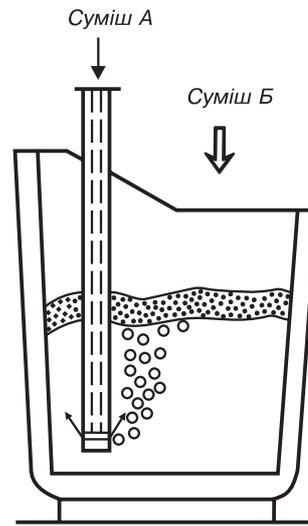


Рис. 8.20. Схема проведення операцій дефосфорації (вдуванням суміші А вглиб металу) і десульфурації (подаванням суміші Б на шлак). Склад суміші А: вапно, залізна руда, плавиковий шпат; витрати суміші - 40 кг/т; вдувається сумішшю кисню і азоту; витрати газу-носія - 4 м<sup>3</sup>/т. Склад суміші Б: вапно і плавиковий шпат; витрати - до 10 кг/т

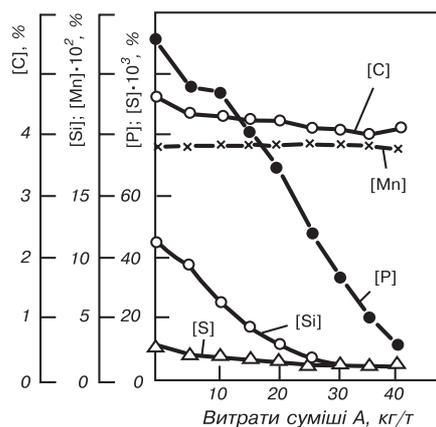


Рис. 8.21. Зміна складу чавуну при вдуванні суміші А вглиб металу

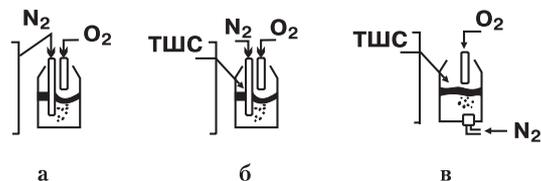


Рис. 8.22. Дефосфорація і десульфурація різними способами

ву 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<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>, а в 3-му - ті ж самі, але без окалини.

ТШС в схемі «а» вдувають струменем азоту, а в схемах «б» і «в» вводять насипом на шлак. Найбільш ефективна схема «а»: коефіцієнти (P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>)/[P] і (S)/[S] складають відповідно (700÷900) і (30÷50).

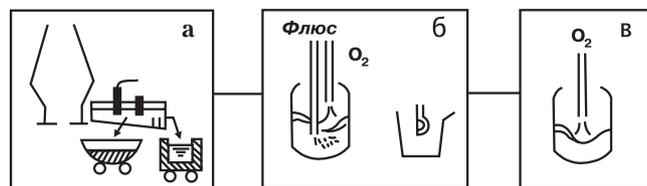
У всіх варіантах перед подачею чавуну до сталеплавильного агрегату шлак, що утворився, ретельно скачують.

### **8.1.6. 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 рис. 8.23. 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 окалини, 14% CaF<sub>2</sub>; для десульфурації - сода. Дефосфорація і десульфурація чавуну йдуть з високими швидкостями при зниженні вмісту кремнію менше 0,15%. Газ-носіє для вдування флюсів - азот, інтенсивність їх вдування - 5кг/(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 вуглецевісними 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 киснево-му конвертері. Остаточне доведення сталі після конвертера проводять у печі-ковші шляхом вдування реагентів-десульфураторів і вакуумування. Така технологія дозволяє одержувати сталь, що містить ([P]+[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. Для десиліконізації вводять у струмінь чавуну чи вдувають азотом окалину (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



**Рис. 8.23. Позадоменна обробка чавуну на заводі «Kobe Works»: а - знекремнювання; б - дефосфорація і десульфурація; в - зневуглецьовування**

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 окалину 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 десульфурацією. 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. Витрати матеріалів і склади сумішей відповідають положенням, представленим у розділах 8.1.2, 8.1.3. 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.

## 8.2. 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 8.2 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 футеровка 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.

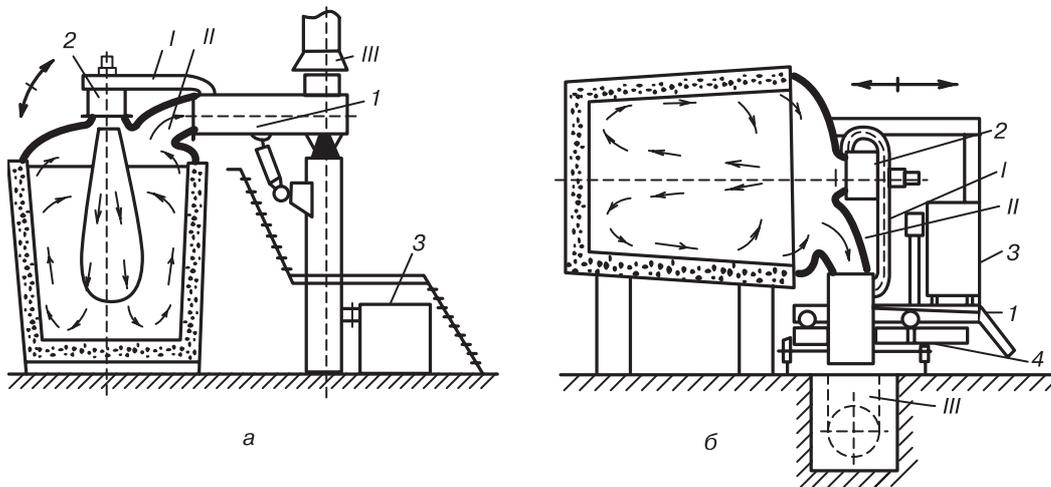
Для зменшення охолодження металу поліпшують теплоізоляцію футеровки (за допомогою додаткового шару теплоізоляції), використовують спеціальні кришки, що встановлюються на ківш. У періоди між плавками футеровку ковша підігрівають на спеціальних стендах (рис. 8.24). Перед заливкою металу доцільно нагрівати 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.

**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	Зневуглецьовування, зменшення кількості оксидних включень	Зменшення кількості поверхневих дефектів, підвищення пластичності
Електротехнічна листова	Зневуглецьовування 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	Зневуглецьовування, підвищення засвоєння хрому	Зменшення кількості поверхневих дефектів
Сталі для лиття і поковок	Видалення водню	Запобігання утворенню раковин



**Рис. 8.24.** Схема устаткування для нагрівання футеровки ковшів у вертикальному (а) і горизонтальному (б) положеннях: 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

### 8.3. 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, можливо-го переходу фосфору зі шлаку в метал, знижує ефективність процесів десульфурації 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.

На рис. 8.25. наведені інші способи відсікання шлаку. Один із них передбачає випуск сталі через проміжний ківш (рис. 8.25, а). Широко використовують вогнетривкі плаваючі кулі і стопори (рис. 8.25, 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 сифона, через який стікає зливаний метал (рис. 8.25, г).

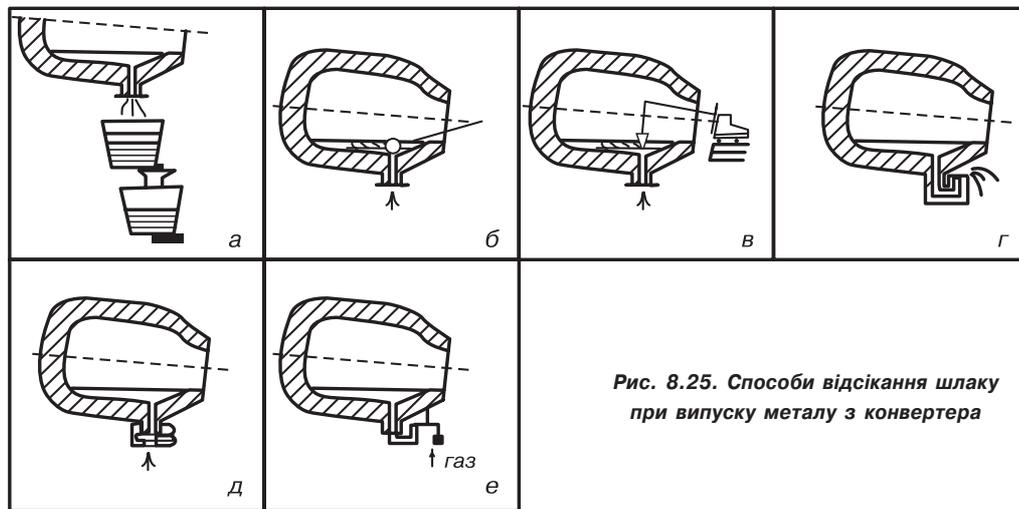


Рис. 8.25. Способи відсікання шлаку при випуску металу з конвертера

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 шибєрні затвори (рис. 8.25, д). Розповсюдження одержав пневматичний стопор (рис. 8.25, 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 визначити 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 (рис. 8.26 і 8.27).

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%.

#### 8.4. 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 рис. 8.28.

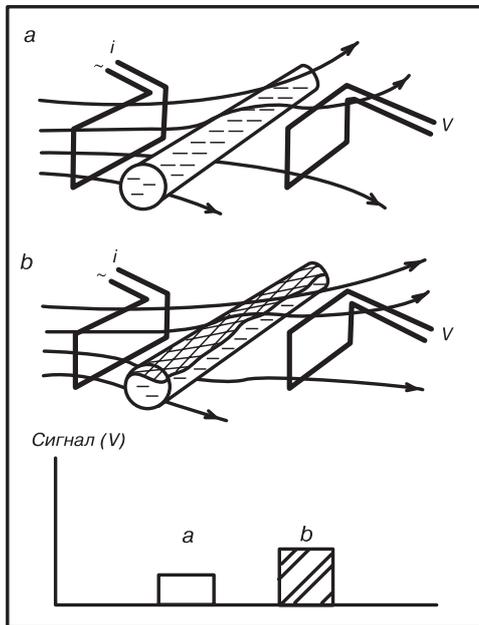


Рис. 8.26. Принцип дії індикатора шлаку

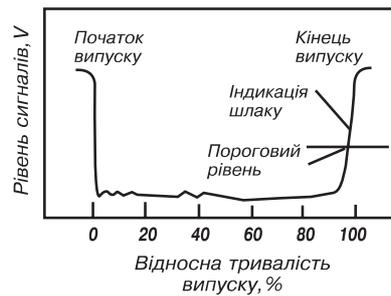


Рис. 8.27. Зразок запису вихідного сигналу виявлення шлаку у струмені сталі

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.

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

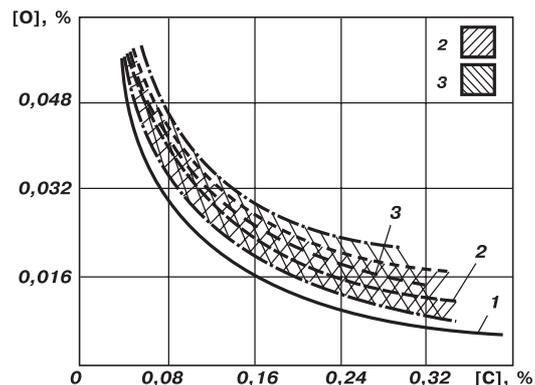
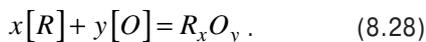


Рис. 8.28. Зміна концентрації кисню в металі перед розкислюванням залежно від вмісту вуглецю при різних варіантах сталеплавильних процесів: 1 - рівноважна крива, 2 - мартенівський процес, 3 - киснево-конвертерний процес

При цьому, як уже відзначалося, слід враховувати перебіг реакції



Константа рівноваги реакції

$$K = \frac{a_{R_xO_y}}{a_R^x \cdot a_O^y} = \frac{f_{R_xO_y} \cdot (\%R_xO_y)}{f_R^x \cdot f_O^y [\%R]^x [\%O]^y}, \quad (8.30)$$

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

$$[O] = \sqrt[y]{\frac{f_{R_xO_y} \cdot (\%R_xO_y)}{f_O^y \cdot f_R^x [\%R]^x \cdot K}}. \quad (8.31)$$

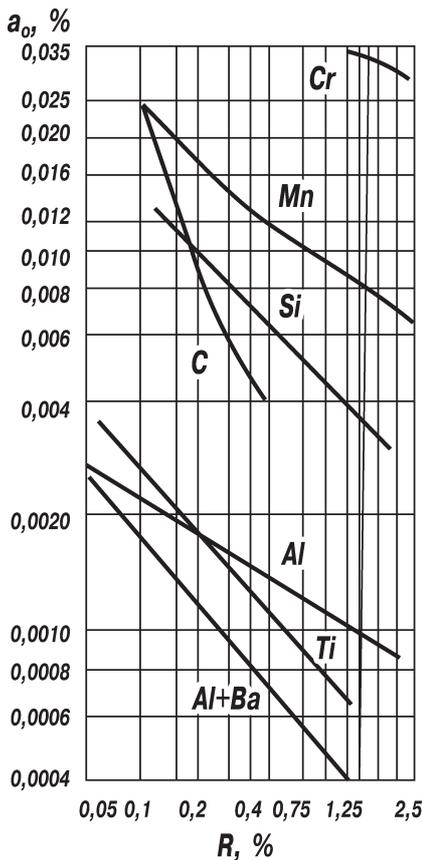


Рис. 8.29. Вплив концентрації елемента-розкислювача на активність кисню в металі

Із рівняння 8.31 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 рис. 8.29 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 струмінь 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 звичай-

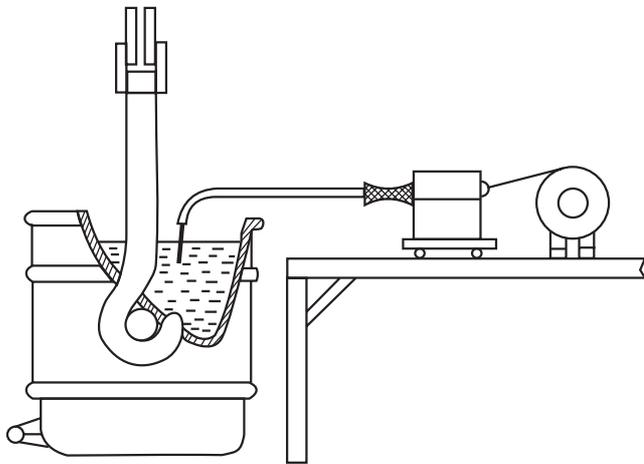


Рис. 8.30. Схема введення алюмінієвого дроту вглиб металу

но 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.

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 (рис. 8.30).

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).

### Застосування лужноземельних і рідкісноземельних металів (ЛЗМ і РЗМ)

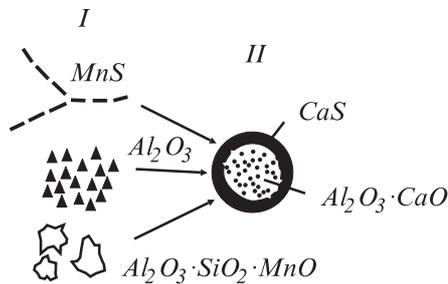
До перших відносяться берилій, магній, кальцій, стронцій і барій. Ці елементи утворюють досить міцні оксиди.

Магній, кальцій і стронцій при температурах рідкої сталі мають пружність пари більше однієї атмосфери. Отже, їх використання для розкислювання сталі доцільне лише у вигляді сплавів з іншими металами, передусім з кремнієм і алюмінієм, оскільки при цьому знижується пружність пари цих елементів. Так, наприклад, кальцій використовують у вигляді сплаву з кремнієм (силікокальцій містить 10-30% Ca і решта - кремній).

Найширше застосування при позапічній обробці металу знайшли кальцій і магній, які є не тільки сильними розкислювачами, але й десульфураторами металу.

Кальцій позитивно впливає на якість сталі як модифікатор неметалевих включень.

Дослідження останніх років показали, що обробка металу матеріалами, які містять кальцій, перетворює сульфід алюмінію і силікоалюмінати у глобулярні включення алюмінію з оболонкою із сульфідів (рис. 8.31).



**Рис. 8.31. Видозміни природи і морфології неметалевих включень при обробці сталі кальцієм (I і II - до і після обробки, відповідно)**

Одночасно включення істотно подрібнюються. При цьому значно підвищується рідкотекучість металу, що поліпшує умови розливання. Численними роботами показано, що розливаність сталі, обробленої кальцієм, на МБЛЗ залежить від відношення Ca/Al. Коли відношення Ca/Al досягає 0,10, переважаючим типом включень стають рідкі включення CaO·2Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, що сприяє добрій розливаності. При звичайному вмісті алюмінію в сталі у межах 0,015%-0,040% добра розливаність буде забезпечена при вмісті кальцію 0,002-0,006%.

Для підвищення ефективності застосування кальцію і зниження його витрат необхідно дотримуватись таких умов:

- футеровка ковша повинна бути основною;
- при випуску металу із сталеплавильного агрегату необхідно відскати пічний шлак;

- необхідно наводити на поверхні металу в ковші синтетичний шлак із можливо меншим вмістом оксидів заліза і марганцю (FeO+MnO) < 1%;

- необхідне повне розкислювання сталі алюмінієм, загальний вміст кисню не повинен перевищувати 0,005%, а його активність - 0,002%. Це означає, що вміст алюмінію повинен бути в межах 0,03-0,04%;

- необхідна попередня десульфуріяція сталі.

Для мікролегування сталі застосовують рідкісноземельні елементи (лантаніди): церій, лантан, празеодим, неодим. Разом з тим, досить рідкісноземельні елементи є досить сильними розкислювачами. Ці елементи, окрім реакції з розчиненим киснем, можуть відновлювати раніше виниклі продукти розкислювання, такі як SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>2</sub>, а також вогнетривкі матеріали сталеплавильних агрегатів і розливних пристроїв.

Висока хімічна активність РЗМ до домішок сталі дозволяє використовувати їх для рафінування від кисню, сірки і, ймовірно, азоту. Так само, як і кальцій, РЗМ змінюють властивості неметалевих включень.

Продукти взаємодії РЗМ з киснем і сіркою, подібно глинозему, схильні до утворення відкладень у стаканах ковшів і «затягування» останніх. Для усунення цього явища можуть використовувати безперервну присадку РЗМ у кристалізатор або виливницю, наприклад, у вигляді дроту.

Для підвищення засвоєння ЛЗМ і РЗМ застосовують присадку їх у ківш в жерстяній упаковці або на штанзі. Модифікатори, які легко випаровуються, вводять у розплав під ковпаком. В цьому випадку засвоєння реагентів, що легко випаровуються, істотно підвищується. Для модифікації чавуну і сталі іноді застосовують «сендвич»-процес. Модифікатор закладають у футеровці дна ковша і закривають зверху скрапом і флюсом.

### **Вдування порошкоподібних реагентів у розплав**

У 1970 році фірмою «Thyssen Niederrhein» («Тіссен Нідеррейн»), ФРН, розроблений процес TN (ТН), суть якого полягає в продувці металу порошкоподібним кальцієм і магнієм у струмені аргону.

У промислових умовах метал обробляють порошками в ковшах ємкістю 35-300 т. Тривалентність продувки складає 3-20 хв. Використовують фурми різної конструкції. Стійкість футерованої фурми 30-50 обробок, діаметр сопла 15-20 мм, глибина занурення 2-3 м. В процесі продувки температура металу знижується в середньому на 30°C. Продувку порошками здійснюють, як правило, в струмені аргону, рідше – азоту при тиску газу 0,3-0,6 МПа і швидкості вдування порошку 12-80 кг/хв.

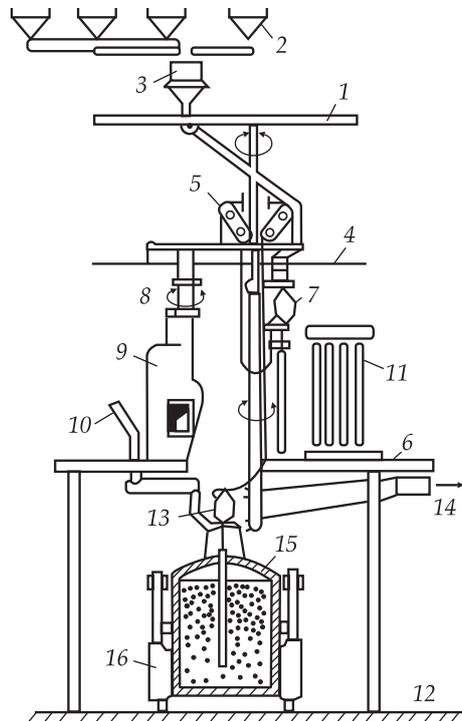
Залежно від поставлених завдань, процес вдування може бути використаний для десульфурації, науглецювання (при вдуванні графіту), розкислювання, легування, зв'язування азоту, легування азотом тощо. Кращі результати отримані при основній футеровці ковша, відсіченні пічного шлаку і наведенні основного рафінувального шлаку.

Застосовують три типи установок: одноконтейнерну, багатоконтейнерну з одним пневмонагнітачем і багатоконтейнерну з кількома пневмонагнітачами. В установках першого типу можна використовувати пневмонагнітач для одного складу порошку. Установки другого типу мають від двох до шести контейнерів, працюючих з одним пневмонагнітачем. В цьому випадку продувку здійснюють послідовно, наприклад, спочатку вдувають суміш  $\text{CaO-CaF}_2$  для десульфурації, потім силікокальцій - для зміни складу і форми включень. В установках третього типу для кожного компонента є відповідний пневмонагнітач, який подає порошок в необхідній пропорції в основний пневмонагнітач. Установа повністю автоматизована і управляється за допомогою ЕОМ.

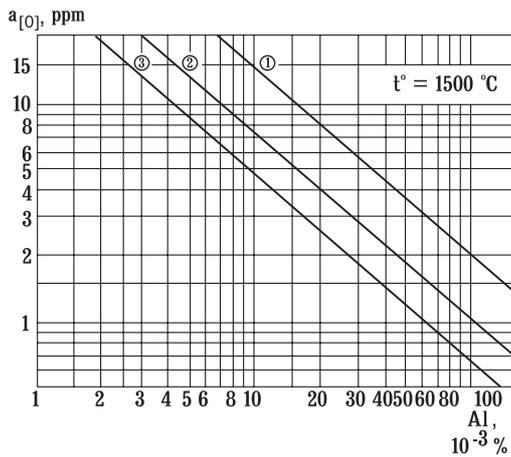
Схема установки для продувки сталі порошком наведена на рис. 8.32.

Вдування порошоків силікокальцію і карбіду кальцію справляє практично рівноцінну дію на розкислювання і десульфурацію. В процесі продувки кальцій взаємодіє не лише з киснем і сіркою, але й з оксидами рідкої сталі. Ці реакції умовно можна поділити на три стадії, залежно від кількості кальцію, що вводиться в метал. На першій стадії (витрати карбіду кальцію - менше 1,5 кг/т) десульфурація відбувається пропорційно кількості кальцію, що вводиться, але не досягає максимального значення. В металі присутні сульфід марганцю. На цій стадії чисті оксиди глинозему, що утворилися при розкислюванні сталі алюмінієм до введення порошку, швидко переходять в алюмінат кальцію типу  $n\text{CaO}\cdot m\text{Al}_2\text{O}_3$ . В кінці першої стадії вміст кальцію знаходиться на рівні 0,003%, а характерними включеннями стають  $12\text{CaO}\cdot 7\text{Al}_2\text{O}_3$ . На другій стадії (витрати карбіду кальцію менше 2,5 кг/т) десульфурація продовжується, проте швидкість її різко знижується. Вміст сірки в рідкій сталі зменшується до 0,003%. Включення сульфідів марганцю зустрічаються в металі рідко. Оксиди  $12\text{CaO}\cdot 7\text{Al}_2\text{O}_3$  практично зникають і утворюються дисперсні включення типу  $\text{CaO}$ ,  $\text{CaS}$ . Вміст кальцію в металі досягає 0,005%.

При кількості карбіду кальцію, що вдувається, більше 2,5 кг/т починається третя стадія. На цьому етапі вміст сірки в металі практично не змінюється, а кількість кальцію збільшується і відповідно до цього зростає вміст включень в металі типу  $\text{CaO}$ ,  $\text{CaS}$ . Включення

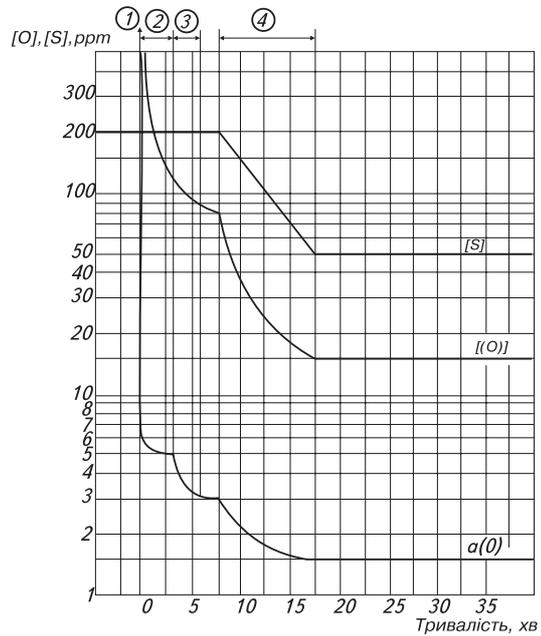


**Рис. 8.32. Схема установки для вдування порошкоподібних матеріалів у ківш:** 1 - площадка на висоті 24 м; 2 - бункери для добового зберігання матеріалів; 3 - змішувач; 4 - площадка на висоті 17 м; 5 - підйомний пристрій; 6 - площадка на висоті 9 м; 7 - пневматичний нагнітач; 8 - фурма для вимірювання температури і відбирання проб металу; 9 - пульт управління; 10 - подача легуючих; 11 - резервні фурми; 12 - рівень підлоги; 13 - положення пневмонагнітача в робочому стані; 14 - відведення газів, що відходять; 15 - склепіння; 16 - сталевоз із ковшем



**Рис. 8.33.** Залежність активності кисню в рідкому металі від вмісту алюмінію при вдуванні силікокальцію на установці доведення сталі:

1 - без вдування SiCa; 2 - з інжекцією SiCa, Ca = 0,6 кг/т; 3 - з інжекцією SiCa, Ca = 1 кг/т



**Рис. 8.34.** Зміна окисленості сталі і вмісту в ній сірки після випуску металу з конвертера і в процесі обробки на установці вдування порошкоподібного силікокальцію: 1 - випуск і розкислювання алюмінієм; 2 - передача ковша на установку для продувки; 3 - продувка металу аргоном і коригування окисленості сталі введенням алюмінію; 4 - обробка сталі вдуванням порошкоподібного силікокальцію

зустрічаються у вигляді скупчень, що містять, окрім кальцію, кисню і сірки, ще магній і алюміній. Це свідчить про взаємодію кальцію з матеріалом футеровки ковша. Тому для одержання сталі з низьким вмістом кисню та сірки і чистої по неметалевих включеннях витрати порошку карбиду кальцію, що вдувається, не повинні перевищувати 2,5 кг/т.

Розкислююча здатність кальцію при його вдуванні у вигляді силікокальцію ілюструється на рис. 8.33. Незважаючи на досить глибоке розкислювання сталі після введення алюмінію інжекція порошку силікокальцію забезпечує істотне зниження активності кисню у сталі.

Зміну окисленості сталі і вмісту в ній сірки після випуску металу з конвертера і в процесі обробки на установці вдування порошку силікокальцію показано на рис. 8.34. Видно, що обробка сталі SiCa приводить як до зниження окисленості металу, так і до значного зменшення вмісту сірки (з 200 до 50 ppm).

#### Використання порошкового проводу (дроту)

Фірма «Vallourec» («Валурек»), Франція, на початку 80-х років розробила технологію обробки сталі так званим порошковим проводом круглого або прямокутного перерізу. Провід складається з оболонки м'якої сталі з герметично укладеним в ньому присадним елементом порошкоподібного виду. Занурений провід служить для введення кальцієвих з'єднань,

вуглецю, марганцю, хрому, титану, бору та ін. При діаметрі проводу від 10 до 16 мм маса порошку в одному метрі довжини складає від 60 до 500 г. Швидкість занурення проводу в середньому становить 80-120 м/хв.

Прикладом технологічної схеми мікролегування і доведення сталі за хімічним складом порошковим проводом може служити досвід конвертерного цеху заводу в Раахе (фірма «Raytaruukki Oy» Фінляндія), де установка складається з машини для введення порошкового проводу у ківш зі сталлю і обладнання завантаження брухту для охолодження рідкої сталі. Введення порошкового проводу виконується після розкислювання сталі алюмінієвим дротом і десульфурації вдуванням вапна або силікокальцію.



Основні переваги технології, порівняно з інжекцією в струмені інертного газу, наступні: краще засвоєння присадок (90-100%), можливість введення із заданою точністю різної кількості елементів, навіть в малих дозах, відсутнє барботування ванни металу і повторне насичення киснем, воднем, азотом, незначні втрати температури металу - приблизно 5-10°, немає проблем із зберіганням, транспортуванням порошкоподібних матеріалів. Недоліки - обмежена кількість матеріалу, що вводиться, неможливість глибокої десульфурації.

В різних країнах світу експлуатується понад 200 установок для введення порошкоподібного проводу у ківш, що свідчить про ефективність і перспективність даної технології.

Порошковий провід можна вводити не лише у ківш, але і в проміжний ківш МБЛЗ і навіть у кристалізатор МБЛЗ.

### **Продукти розкислювання і видалення їх із металу**

У розплаві, який містить кисень, після присадки розкислювача утворюється значна кількість типів неметалевих включень різного складу. Це оксидні включення  $MnO$ ,  $SiO_2$ ,  $Al_2O_3$  та інші, сульфідні, наприклад,  $CaS$ , або комплексні з'єднання на їх основі.

Розрізняють два типи продуктів розкислювання:

- первинні, які утворюються в розплаві при додаванні розкислювачів, якщо фактичний вміст кисню в металі вище рівноважного при даній температурі і певному вмісті розкислювача;

- вторинні, які виникають в результаті зниження температури металу аж до моменту кристалізації і зменшення у зв'язку з цим розчинності кисню. Цих включень тим більше, чим більша залежність концентрації кисню від температури при наявності досить незначних розкислювача. Тому при розкислюванні металу, наприклад, кремнієм, виникає більше вторинних продуктів розкислювання, ніж при розкислюванні алюмінієм.

Кількість оксидних неметалевих включень у звичайній сталі рідко перевищує 0,01-0,02%, а в якісній вона істотно нижча. Проте у зв'язку з тим, що розміри включень дуже малі (радіус їх складає  $10^{-4}$ - $10^{-5}$  см і менше), число включень величезне і їх вплив на механічні та інші властивості сталі може бути значним.

Істотне, а іноді і вирішальне значення мають властивості включень: їх розмір, форма, механічні властивості (твердість, здатність деформуватися при куванні або прокатці) і характер їх розташування стосовно зерен закристалізованого металу. Властивості включень залежать також від того, являють вони собою прості оксиди чи оксидно-сульфідні фази.

Найменш шкідливі для властивостей сталі глобулярні силікатні, дрібні і рівномірно розсіяні включення. Більш небезпечні кристалічні, майже правильно обмежені включення: нітриди титану, корунд та інші. Такі включення внаслідок своєї непластичності при деформації металу є концентраторами напруг. Ще більш шкідливі скупчення (у вигляді роїв і хмар) значного числа дрібних включень, що приводять іноді до появи видимих вад (розшарувань) металу. Такі включення частіше зустрічаються в сталі, погано підготовленій до розкислювання алюмінієм (високі залишкові концентрації кисню перед введенням алюмінію).

Несприятливий вплив чинить ланцюжкове розташування неметалевих включень, коли по межах литого зерна розташовується у вигляді ланцюжка ряд легкоплавких включень і тих, що легко деформуються. Такі включення послаблюють зчеплення між окремими зернами і різко знижують міцнісні і пластичні характеристики сталі. Ланцюжки дають частіше сірчисті і рідше оксидно-сульфідні включення.

Для деяких сталей бажана повна відсутність неметалевих включень. Такі високі вимоги висувують, наприклад, до шарикопідшипникової сталі.

Більшість неметалевих включень мають густину меншу, ніж розплавлений метал. Винятки складають включення, що є продуктами розкислювання РЗМ, які мають майже таку або навіть дещо більшу густину, ніж рідкий метал. Внаслідок різниці густини включення повинні відстоюватись або спливати в рідкому металі. Чим швидше спливають неметалеві включення, тим чистішим має бути готовий метал і вищою його якість.

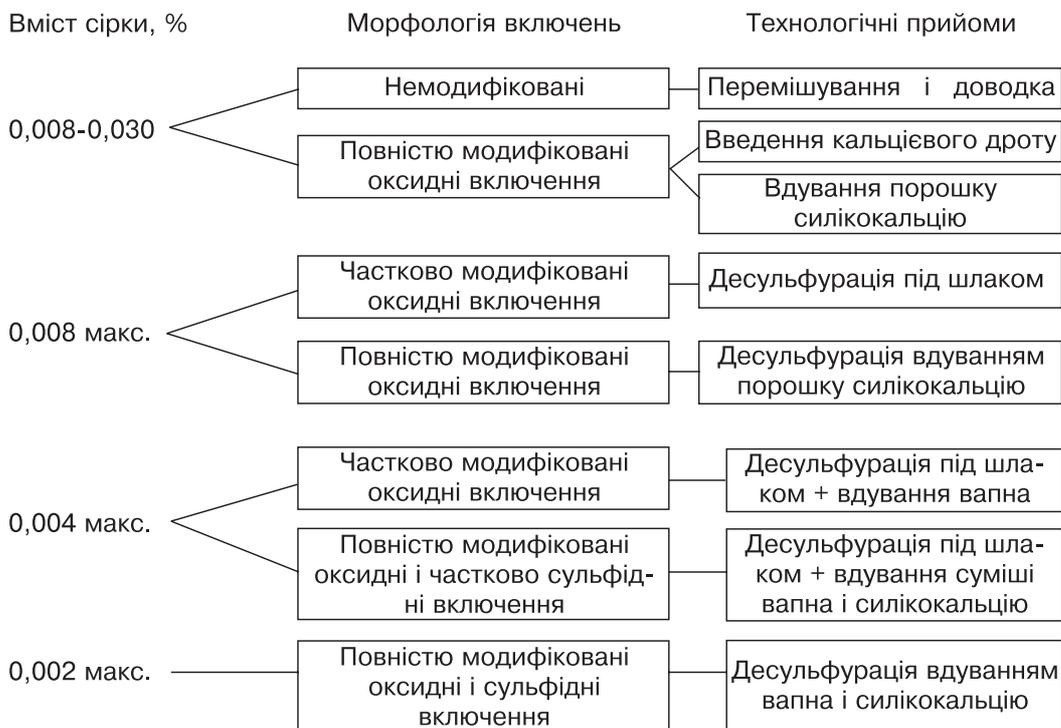
Вважається, що на швидкість видалення включень значно впливає їх розмір. У зв'язку з цим необхідне укрупнення включень, яке можливе в результаті:

- коалесценції, тобто злиття двох крапельок і утворення однієї крупнішої;
- коагуляції, тобто зчеплення або спікання двох твердих часток. При цьому на поверхні контакту двох твердих частинок зосереджена менша міжфазна енергія, ніж при контакті їх з металом;
- прилипання твердого включення до рідкого або змочування рідкою часткою поверхні твердого включення, розтікання рідкої крапельки по його поверхні.

Певного розвитку набула точка зору, що не розміри неметалевих включень, а їх питома міжфазна енергія (натягування) на межі з рідким металом в основному визначає швидкість виділення і видалення їх із металу. Цим пояснюється відносно краще видалення частинок глинозему із металу, ніж більш крупних силікатних включень. Сталь із незначним вмістом кисню не змочує глинозем (міжфазний натяг на межі сталь–глинозем великий, а міжфазний натяг сталь–силікатне включення - малий). Змочуваність силікатів, навіть якщо вони мають відносно великі розміри, утруднює їх видалення із розплаву.

В практиці видаленню неметалевих включень сприяє інтенсивний рух металу в ковші, наприклад, при продувці інертним газом. При цьому на поверхні металу необхідно мати шар шлаку, здатного асимілювати включення, що виносяться висхідними потоками.

Одержання сталі із заданим низьким вмістом сірки і визначеною морфологією неметалевих включень забезпечується шляхом комбінованого використання різних методів позапічної десульфурації, як це показано нижче на технологічній схемі виробництва металу з низьким вмістом сірки, що використовується в киснево-конвертерному цеху фірми «British steel» (Великобританія).



Таким чином, співвідношення швидкостей видалення неметалевих включень залежить від багатьох чинників. У ряді випадків правильний метод розкислювання і обробки металу в ковші з метою видалення неметалевих включень може бути підібраний лише експериментальним шляхом.

### 8.5. Контроль і управління на установках позапічної обробки

Найважливішим технологічним параметром позапічної обробки є температура металу. Для дотримання заданої технології необхідно оперативно вимірювати температуру рідкого металу з точністю не менше  $\sim 5^{\circ}\text{C}$ . Такий контроль виконується за допомогою занурюваних термоелектричних термометрів зі змінними блоками одноразового використання. Верхня межа вимірювань складає  $1800^{\circ}\text{C}$ , у ряді випадків - до  $2000^{\circ}\text{C}$ . В якості первинних перетворювачів у таких термометрах найчастіше застосовують вольфрамові термоелектроди.

Схема термоелектричного перетворювача для контролю температури рідкої сталі наведена на рис. 8.35.

До інших характеристик термоелектричного термометра слід віднести: тривалість встановлення показань – 5 с, допустима тривалість перебування змінного блоку в металі – 8 с.

Технологічно необхідне також оперативне вимірювання вмісту активного кисню з метою контролю за результатами розкислювання металу і додаткового коригування для забезпечення заданого хімічного складу сталі. Застосовують практично безінерційний високочутливий метод електрохімічного контролю активності кисню в рідкому металі на основі датчиків із твердих електролітів.

Активність кисню в рідкій сталі визначається шляхом вимірювання величини ЕРС у високотемпературному концентрованому гальванічному елементі, в якому електролітом служить оксидна вогнетривка кераміка.

Принципова схема пристрою контролю окисленості сталі наведена на рис. 8.36. На межі електроліту з досліджуваним металом I (аноді) відбувається процес  $[\text{O}] + 2\text{e} = (\text{O}^{2-})$ , на межі електроліту з електродом II (катоді)  $(\text{O}^{2-}) = [\text{O}] + 2\text{e}$ .

На межі розділу I метал одержує електрони з електроліту, на межі II, навпаки, метал віддає електрони. Якщо процес досягає стану рівноваги (постійне значення ЕРС при вимі-

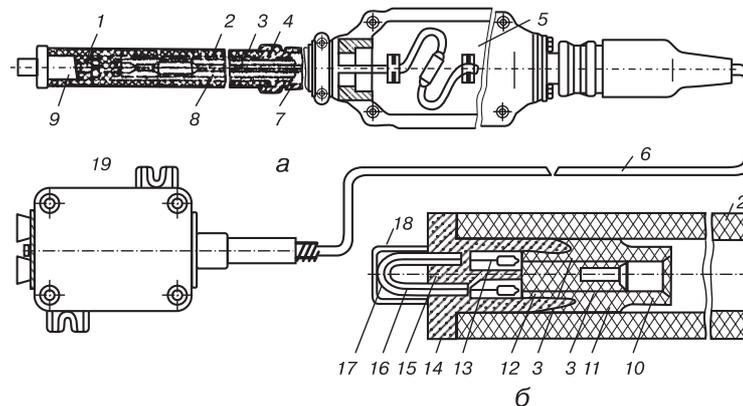


Рис. 8.35. Термоелектричний перетворювач для контролю температури рідкої сталі

а - загальний вигляд; б - змінний блок; 1 - сполучна вилка змінного блоку;

2 - картонна гільза; 3 - компенсаційні проводи; 4 - муфта кріплення;

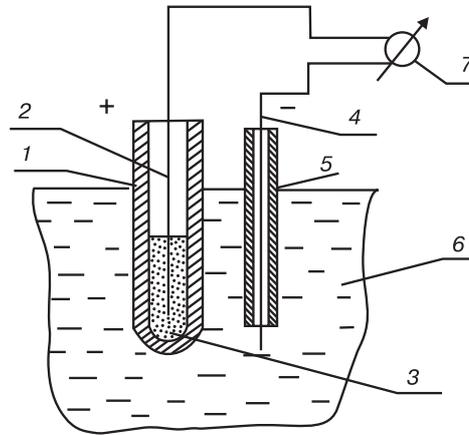
5 - сполучна коробка термометра; 6 - захисний кабель з компенсаційними проводами;

7 - жезл; 8 - наконечник; 9 - змінний блок; 10 - хвостовик; 11 - вкладиш;

12 - термоелемент; 13 - вільні кінці; 14 - керамічний корпус; 15 - вогнетривка маса;

16 - кварцова захисна трубка; 17 - робочий спай термопар; 18 - захисний ковпак; 19 - сполучна коробка.

**Рис. 8.36.** Принципова схема пристрою для контролю окисленості сталі: 1 - твердий електроліт; 2 - струмознімач (молібденовий дріт); 3 - електрод порівняння, 4 - струмовивід (молібденовий дріт), 5 - трубка з високовогнетривкої кераміки; 6 - рідкий метал; 7 - вимірювальний прилад



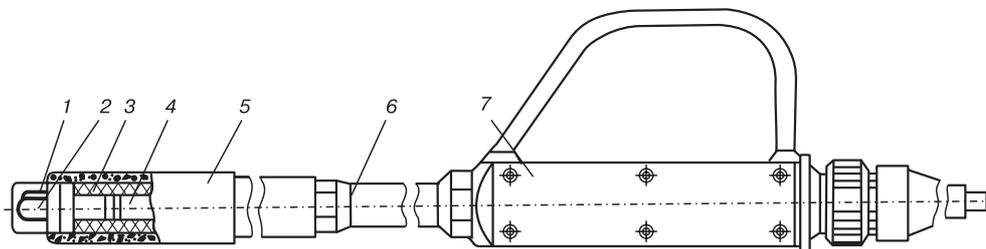
рюванні компенсаційним методом), а твердий електроліт має суто іонну провідність, то активність кисню в металі пов'язана зі значенням ЕРС рівнянням Нернста:

$$E = [RT / (n \cdot F)] \cdot \ln(a_{[O]} / a_{[O]}^*) = [RT / (n \cdot F)] \cdot \ln(P_{[O]} / P_{[O]}^*), \quad (8.32)$$

де  $E$  - електрорушійна сила, В;  $R$  - газова постійна, що дорівнює 8313, Дж/К·моль;  $F$  - постійна Фарадея, 96521 К·г·екв<sup>-1</sup>;  $n$  - число перенесення заряду потенціаловизначального процесу;  $a_{[O]}$ ,  $a_{[O]}^*$  - активність кисню в металі й електроді порівняння;  $P_{[O]}^*$  - тиск, відповідний відомому кисневому потенціалу в електроді порівняння;  $P_{[O]}$  - тиск, відповідний визначальному потенціалу, який встановлює активність кисню в металі.

Між ЕРС елемента і логарифмом активності кисню існує лінійна залежність, яка зберігається у відомому інтервалі температур і активностей кисню. Нижня межа температури визначається високим електричним опором електроліту і малою рухливістю іонів, а верхня - розупорядкуванням решітки електроліту і можливою появою направленої руху електронів. Характерною особливістю застосовуваних електролітів є наявність в їх структурі вакансій іонів кисню.

Конструкція застосовуваного в промисловості вимірника окисленості сталі наведена на рис. 8.37. Його основні технічні характеристики: межі вимірювання вмісту розчиненого



**Рис. 8.37.** Вимірник окисленості рідкої сталі: 1 - вольфрамова термопара; 2 - датчик окисленості; 3 - паперова гільза; 4 - зйомний наконечник; 5 - змінний блок; 6 - подовжувальна труба; 7 - рукоятка з роз'ємом

кисню - 0,002-0,2%, температура вимірювань - 1400-1600°C, відносна погрішність вимірювання вмісту розчиненого кисню в діапазоні 0,01-0,06% [O]  $\pm$ 0,01-0,02%, тривалість встановлення показань - 8-10 с.

Залежно від марки сталі, вимірювання її окисленості в ковші проводяться від одного до чотирьох разів.

Інформація про окисленість рідкої сталі із залученням інших даних, зокрема, температури металу, дозволяє посередньо контролювати угар легуючих, визначати вміст у сталі вуглецю, алюмінію.

Більш досконалі вимірювальні пристрої виконують, при зануренні в рідку сталь, виміри температури металу і окисленості сталі одночасно.

Сигнал з комбінованого датчика після обробки в мікропроцесорі реалізується на цифрових дисплеях реєструючого приладу у вигляді відповідних показників температури, активності кисню, вмісту вуглецю або алюмінію в рідкій сталі.

Важливою умовою економічної ефективності доведення рідкої сталі в ковші є підвищення рівня автоматизації установок.

Система автоматизованого управління процесом монтується на пульті установки доведення сталі. Пульт управління складається з кольорового монітора, клавіатури і принтера сигналізації несправності. Управління здійснюють на основі інформації про стан виробництва, перебіг процесу обробки, а також даних контролю за процесом.

Основою системи автоматизації є програмне управління з пам'яттю, комп'ютерна програма, побудована на стандартних елементах, має структуру з'єднання у функціональні блоки технологічних і технічних особливостей установок.

Комп'ютер слід розглядати як сполучну ланку між металургом (оператором) і управлінням процесу.

Металургійний комп'ютер, як незамінний компонент установки, на основі представлених даних процесу і часу обробки встановлює оптимальні кількості і дози, наприклад, порошкоподібних матеріалів, що вдуваються, автоматично обирає відповідні технологічні варіанти.

Дані, які вводяться в металургійний комп'ютер: маса рідкого металу; вміст елементів у рідкій сталі, її окисленість і температура перед обробкою; цільовий кінцевий вміст елементів у готовій сталі після обробки.

Комп'ютер веде розрахунок заданих величин на основі всіх наявних методів обробки і обирає оптимальний.

Результати розрахунку: кількість введених, наприклад, легуючих матеріалів, десульфураторів тощо; хвилині витрати цих матеріалів; тривалість обробки.

Як правило, є можливість зміни заданих величин під час обробки без перерви в процесі доведення.

Паспорт обробки містить розпечатку усіх даних процесу: час початку і закінчення обробки; дата обробки; номер плавки; хімічний аналіз проб металу і виміри температури до і після обробки; матеріали, що вводяться в процесі доводки, їх кількість, питомі і хвилині витрати; інформація про режим продувки аргоном.

## **8.6. Обробка сталі у ковші нейтральним газом**

Серед методів ковшової металургії найбільше поширення одержала продувка металу нейтральними газами. При продувці зменшуються хімічна неоднорідність сталі у ковші, вміст газів у металі, відбувається вирівнювання температури металу, відмічається видалення у шлак неметалевих включень.

Продувку сталі газом нерідко поєднують з іншими способами ковшової обробки, наприклад, з обробкою твердими шлакоутворюючими сумішами, подачею алюмінієвого дроту та ін.

Для подачі газу в сталь використовують заглибні фурми або дуттєві пристрої, встановлювані у днищі ковша (частіше пористі вставки).

В даний час установки для обробки сталі за допомогою заглибних фурм є в багатьох конвертерних цехах. Вони можуть розташовуватись у розливному, ковшовому і спеціалізованих прольотах.

Заглибні фурми в більшості випадків являють собою футеровані вогнетривкими катушками сталеві труби зовнішнім діаметром 43-57 мм і стінкою завтовшки 10-12 мм. Схема фурми представлена на рис. 8.38.

Діаметр циліндричного каналу для виходу газу складає від 8 до 32-35 мм. Канали можуть виконуватись також щілинними і конічними.

Використовують заглибні фурми з Г- і Т-подібними соплами.

Для футеровки фурм використовують, як правило, алюмосилікатні і високоглиноземисті матеріали, що містять 75% і більше глинозему (решта - кремнезем). У деяких випадках футеровку фурм виконують комбіновано: в зоні шлакового пояса встановлюють цирконієві вогнетриви, решта - алюмосилікатні або високоглиноземисті.

В якості інертних газів для продувки металу заглибними фурмами застосовують аргон і азот, які надходять у фурму під тиском 0,2-0,8 МПа. При цьому забезпечуються їх витрати від 20 до 120, а в окремих випадках і до 200 м<sup>3</sup>/год. Найчастіше значення витрат інертного газу знаходяться в діапазоні 40-80 м<sup>3</sup>/год. У кожному конкретному випадку критерієм витрат інертного газу є поведінка сталі у ковші: не повинно бути надмірного вирування, виплескувань і т.п. До введення фурми в метал з метою запобігання забивання сопла встановлюють витрати газу близько 0,5 м<sup>3</sup>/хв., доводячи їх до номінальних після занурення фурми на задану глибину.

Тривалість продувки залежить від ряду початкових умов і змінюється від 3 до 16 хвилин, причому процес продувки може уриватися, зокрема, для виміру температури металу або для введення, при необхідності охолодження металу більш ніж на 20°C, сляба з подальшим відновленням продувки.

Значний вплив на результати обробки сталі мають глибина занурення фурми і її положення відносно осі ковша.

Глибина занурення фурми на ковшах різної ємкості складає 2,7-4,5 м. При цьому, відстань від торця фурми до днища ковша витримують в межах 200-1200 мм. Збільшення глибини занурення фурми забезпечує більш ефективне досягнення хімічної однорідності сталі.

Інтенсифікацію масо- і теплообмінних процесів у ковші багато дослідників відзначають при асиметричному розташуванні фурми відносно осі ковша. Зміщення фурми на 1/3-1/2 його радіуса від осі до стінки ковша скорочує тривалість повного перемішування (вирівнювання хімічного складу і температури) на 20-30%.

Проте одним з істотних показників ефективності застосування заглибних фурм є їх стійкість. За різними даними, вона коливається від 1 до 13-20, в деяких випадках - до 50 плавок. Як правило, середня стійкість фурм складає близько 6-7 плавок.

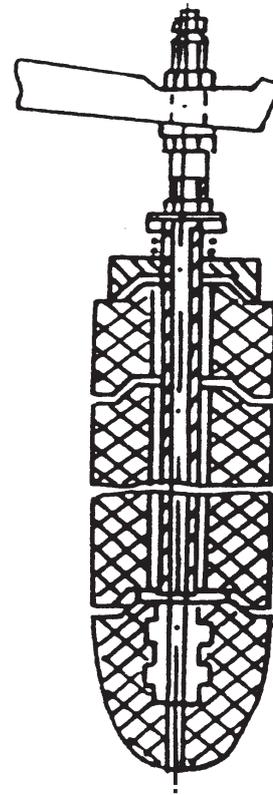


Рис. 8.38. Схема заглибної фурми для продувки сталі аргонном

Причиною виходу фурми з експлуатації може бути затягування сопла металом і шлаком або його забивання при швидкості витікання інертного газу із сопла менше 20 м/с. Аналогічне явище спостерігається і при газопорошковій продувці.

Основним чинником, який визначає термін служби заглибних фурм, є стійкість їх вогнетривкої футеровки. Найбільш інтенсивно фурми руйнуються в зоні шлакового пояса, розміри якого по висоті складають 300-500 мм.

Серед відомих способів подачі нейтрального газу знизу доцільно виділити два найпоширеніших: продувку через шиберний затвор і через пористі вставки.

Перевагою цих способів вважають краще використання енергії перемішування газами при відносно низьких витратах на здійснення процесу. Відзначається також більше вирівнювання хімічного складу сталі і її температури, позитивний вплив донної продувки на зменшення вмісту кисню і оксидних включень.

### **Продувка через пористі вставки**

Основною характеристикою дуттєвого пристрою-вставки є газопроникність вогнетривкого матеріалу. З одного боку, вона повинна забезпечувати високу інтенсивність подачі газу, з іншого - навіть за відсутності тиску його, виключити проникнення сталі або шлаку в пори вставки. Досвід експлуатації пористих вставок показав, що обидві умови реалізуються одночасно при діаметрі пор від 0,6 до 1 мм. Ці значення визначаються феростатичним тиском стовпа металу в ковші, температурою металу і кутом змочування металом вогнетриву.

Установка для продувки монтується у днищі ковша (рис. 8.39) і включає два основні елементи: продувочну пористу вставку і гніздову цеглу.

Вставка має листову металеву оболонку. Підведення нейтрального газу здійснюють по патрубку. Гніздова цегла і вставка виступають над рівнем днища ковша, що запобігає утворенню настилів на поверхні вставки після розливання. Весь пристрій кріпиться до зовнішньої частини днища ковша. У днищі можуть встановлюватись одна або кілька продувних систем.

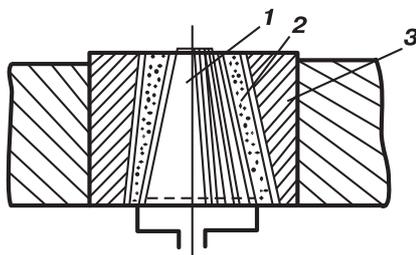
Як правило, вставка має конусоподібну форму, яка забезпечує краще її закріплення у гніздовій цеглі і полегшує заміну вставки, що вийшла з ладу, на нову.

Продувні вставки виготовляють із якісних високоглиноземистих і основних вогнетривів - з кожного окремо, або в різних поєднаннях. Зокрема, відоме застосування вставок, в яких зона контакту з металом складалася з магнезиту, а нижня частина - з глинозему.

Окрім складу вогнетривкого матеріалу, велике значення для експлуатаційних характеристик вставки має вид її пористості. Технологія виготовлення вставок дозволяє виробляти цеглу з неорієнтованою і орієнтованою (направленою) пористістю, причому направлена пористість може створюватись особливим способом лиття з вібрацією.

Подачу газу в метал з мінімальними втратами тиску забезпечують вставки з направленою пористістю: в тілі вогнетриву канали для проходження газу орієнтовані вертикально. Вставки цього типу мають також високі міцність, стійкість проти розмиву і шлакостійкість, що можна пояснити більш високою густиною вогнетривів і наближенням їх властивостей і складу до аналогічних параметрів футеровки ковшів.

Знос вогнетривкого матеріалу вставок викликаний механічними і хімічними впливами. У першому випадку вставка розмивається сталлю при заповнен-



**Рис. 8.39. Установка пористої вставки у днищі ковша: 1 - вставка; 2 - проміжна гільза; 3 - гніздова цегла**

ні ковша, при випуску і під час продувки. У другому - вогнетривкі властивості знижуються в результаті контакту вставки із сталлю, шлаком, розкислювачами, легуючими і шлакоутворюючими добавками.

При зіставленні зносу вставок з неорієнтованою і орієнтованою пористістю встановлено (рис. 8.40), що в першому випадку вогнетрив має увігнуту поверхню (б), а в другому - опуклу (а). Це явище є додатковим свідченням більш високої стійкості кераміки з орієнтованою пористістю. Залежно від ряду чинників стійкість вставок може коливатися в широких межах: від однієї обробки до значень, відповідних стійкості футеровки ковша.

При обробці сталі в ковші нейтральними газами дуже важливо знати мінімальну тривалість продувки, що забезпечує хімічну однорідність розплаву.

Залежність хімічної однорідності вуглецевої сталі від тривалості аргонної продувки металу у 350-тонному ковші наведена в табл. 8.3.

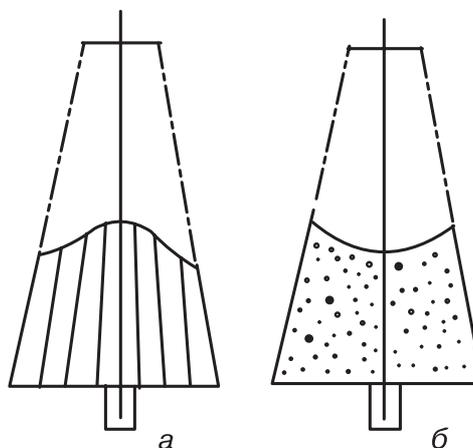


Рис. 8.40. Руйнування продувної цегли з орієнтованою (а) і неорієнтованою (б) пористістю

Таблиця 8.3

Зміна вмісту елементів в процесі розливання вуглецевої сталі при різній тривалості продувки металу аргонном

Елемент	Різниця вмісту, %, при тривалості продувки, хв.				
	0	2-4	6-8	9-10	11-14
C	0,015	0,010	0,011	0,008	0,005
Si	0,018	0,021	0,011	0,009	0,008
Mn	0,030	0,027	0,018	0,013	0,013
Al	0,006	0,006	0,004	0,004	0,002

Видно, що обробка сталі у 350-тонному ковші аргонном протягом 7 хв. дозволяє досягти необхідного розподілу марганцю і кремнію в об'ємі металу. Ступінь неоднорідності, оцінюваний по відношенню різниці між максимальним і мінімальним вмістом елемента в процесі розливання до середнього, не перевищував по марганцю 5%, по кремнію - 4%.

Можливість отримання після обробки металу в ковші нейтральними газами хімічно однорідного металу сприяла істотному розширенню сортаменту сталей, що виплавляються в конвертерних цехах.

Разом з хімічною однорідністю, обробка металу в ковші нейтральними газами сприяє підвищенню однорідності і стабільності металу по температурі.

В процесі продувки металу в сталерозливному ковші нейтральним газом відбувається одночасне усереднення і зниження температури металу в об'ємі ковша. На початку продувки процес усереднення превалює над процесом охолодження, швидкість охолодження металу, що визначається за зміною температури металу у верхніх горизонтах ковша, нерівномірна і значна - протягом перших 10 хв. продувки у 350-тонному ковші вона складає 2,0-2,5°C/хв. У подальшому процес охолодження превалює над процесом темпе-

ратурного усереднення, швидкість охолодження металу стабілізується і знижується до 0,5-1,0°C/хв.

При одній і тій же тривалості продувки швидкість зниження температури металу  $V_t$  у верхніх шарах 350-тонного ковша може коливатися від 1,9 до 5,6°C/хв. на початку продувки, істотно знижуючись після 6-ї хвилини.

Практично у всіх дослідженнях відзначено істотне видалення (до 70%) неметалевих включень в результаті продувки, зменшення їх бала.

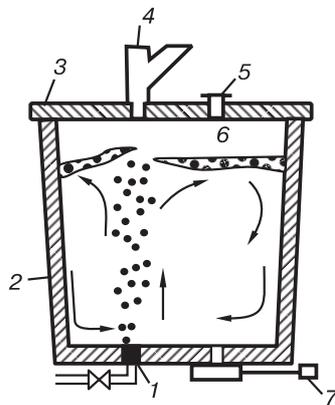
**Технології обробки металу у ковші на основі продувки інертним газом**

Поєднання продувки інертним газом з обробкою синтетичним шлаком дозволяє різко підвищити ефективність використання шлакових сумішей, оскільки енергійне перемішування при продувці збільшує і тривалість контакту металу зі шлаком, і величину поверхні контакту. Якщо при цьому ківш, в якому здійснюється така обробка, накривається кришкою, то наявність у просторі між кришкою і поверхнею шлаку атмосфери інертного газу захищає метал від окислення, а зниження величини тепловтрат дозволяє подовжити час контакту металу з рідким шлаком. На цьому принципі ґрунтується розроблена компанією NSC технологія САВ - закрита продувка аргonom (рис. 8.41)

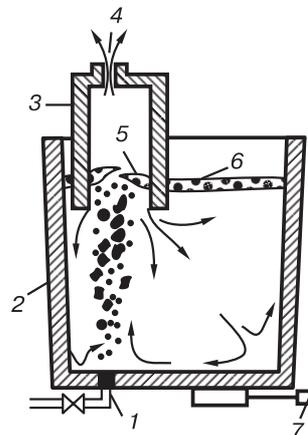
Дана технологія передбачає наявність на поверхні металу в ковші синтетичного шлаку необхідного складу.

В тих випадках, коли із плавильного агрегату у ківш потрапляє деяка кількість окислювального кінцевого шлаку (наприклад, при випуску плавки з конвертера), цією компанією використовується метод (рис. 8.42), названий SAB-процесом (Sealed Argon Bubbling - ізолювана продувка аргonom).

За цим способом у ківш зверху вводиться вогнетривкий циліндр, закритий знизу металевим конусом, що розплавляється, таким чином, що всередині цього циліндра шлаку немає. Зверху в циліндр вводять феросплави, знизу подають аргон для продувки.



**Рис. 8.41. Схема САВ-процесу:**  
 1 - пориста пробка для введення аргону; 2 - ківш; 3 - кришка;  
 4 - пристрій для введення добавок;  
 5 - отвір для відбору проб;  
 6 - синтетичний шлак;  
 7 - шибєрний затвор



**Рис. 8.42. Схема SAB-процесу:**  
 1 - пориста пробка для введення аргону; 2 - ківш; 3 - вогнетривкий ковпак;  
 4 - отвір для виходу газів;  
 5 - синтетичний шлак;  
 6 - окислювальний кінцевий шлак;  
 7 - шибєрний затвор

При використанні циліндра пічний шлак виштовхується за межі заглибного циліндра (сноркеля), де під час процесу він залишається досить неактивним.

Видалення шлаку з поверхні сталі всередині заглибного циліндра і захист цієї поверхні атмосферою інертного газу дозволяє високоефективно і відтворююче використовувати легуючі матеріали. Для більшості сплавів звичайно досягається вихід придатного у 95-100%. Крім того, добрий ефект досягається при введенні через заглибний циліндр елементів з високою спорідненістю до кисню і азоту, таких як титан і бор, що дозволяє відмовитись від застосування дорогого дроту з серцевиною. Легування фактично відбувається без контакту зі шлаком, завдяки чому дуже незначне повторне окислення сплавів оксидами, такими як FeO, MnO і SiO<sub>2</sub>.

Заглибний циліндр створює штучний чистий простір, що дозволяє проводити інтенсивне перемішування навіть надто заповненого ковша. При цьому випіскування зводяться до мінімуму. Простір всередині заглибного циліндра заповнюється атмосферою інертного газу в результаті перемішування, що запобігає негативному впливу контакту рідкої сталі і кисню з високою парціальним тиском. В результаті зводиться до мінімуму попадання повітря і повторне окислення; значно знижується поглинання азоту.

Загальний вміст кисню у ванні швидко знижується до рівня <0,004%, тоді як при звичайному перемішуванні аргоном вміст кисню часто знаходиться в межах 0,005-0,010%.

#### **Процес IR - UT-обробка у ковші з регулюванням температури сталі**

Це новий простий процес рафінування сталі, в якому рафінування і гомогенізацію металу, а також регулювання його температури вдається здійснити на одній установці під назвою IR - UT (рафінування сталі шляхом інжекції порошку і її нагрівання). Процес розроблений у Японії.

Процес IR - UT застосовується для вирішення наступних завдань:

- доведення плавки, випущених з агрегату при низькій температурі або повернених від машини безперервного розливання;
- гомогенізація сталі і регулювання її хімічного складу;
- охолодження плавки, що мають високу температуру, шляхом введення в них брукхту;
- рафінування розплавленої сталі;
- інжекція порошку CaSi або вапна для десульфурації і регулювання форми неметалевих включень у надчистій сталі (наприклад, сталі, що йде на виробництво труб для магістральних трубопроводів, застосовуваних для транспортування високосірчистого газу).

Схема розташування устаткування в процесі IR - UT наведена на рис. 8.43.

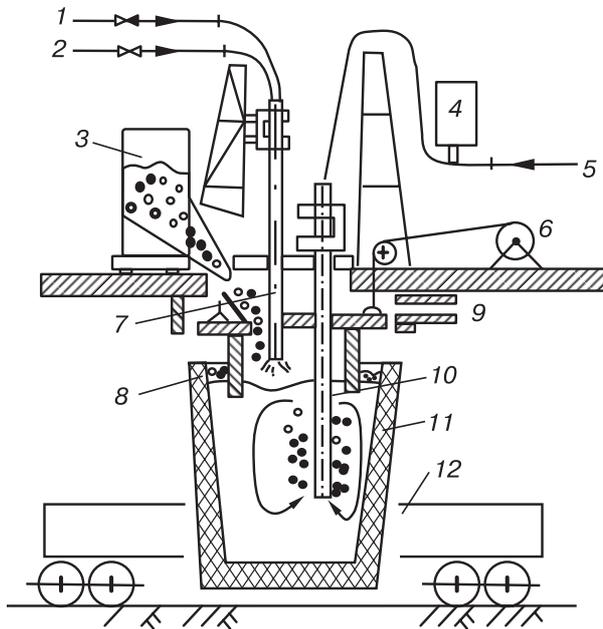
Розплавлену сталь перемішують у ковші за допомогою аргону або азоту, інжектуючи через спеціальну верхню фурму, яку занурюють у сталь, причому кінець фурми близький до днища ковша. Основну кількість алюмінію і легуючих добавок вводять у сталь через заглибний патрубков.

Якщо температура розплавленої сталі нижча, ніж необхідно, то сталь нагрівають за рахунок тепла, що виділяється при хімічній реакції окислення алюмінію або кремнію газоподібним киснем, який вдувається через спеціальну кисневу фурму. Якщо температура сталі вище, ніж необхідно, то сталь охолоджують шляхом введення в неї брукхту.

Для отримання низькосірчистої і надчистої сталі інжектують вапно через фурму, по якій подають перемішувачий газ після того, як проведуть регулювання температури.

Ступінь десульфурації сталі до 60% може бути досягнутий протягом 10 хв. при обробці розплаву шляхом інжекції порошку при наявності високоосновного шлаку на поверхні металу в ковші.

Коефіцієнт використання тепла в процесі хімічного нагрівання сталі досягає 92% для низьковуглецевої сталі, що розкислювалась Al, а для середньовуглецевої сталі, розкисленої SiAl, цей коефіцієнт дорівнює 76%. При застосуванні алюмінію забезпечується швид-



**Рис. 8.43. Схема установки для обробки сталі в ковші за технологією IR - UT (рафінування і гомогенізація розплаву шляхом інжекції порошку з подальшим регулюванням температури):** 1 - газоподібний кисень; 2 - газ, що охолоджує фурму; 3 - візок з бункером, що зважує легуючі добавки; 4 - бункери з вапном або CaSi; 5 - газ для перемішування сталі та інжекції порошку; 6 - лебідка заглибного патрубку; 7 - киснева фурма; 8 - заглибний патрубок; 9 - трубопровід для газів, що відходять; 10 - фурма для вдування перемішуючого газу; 11 - ківш із сталлю; 12 - візок для транспортування ковша

кість нагрівання сталі 7 град/хв. при витраті кисню 11 м<sup>3</sup>/год.т. При застосуванні кремнію швидкість нагрівання сталі знижується до 60% від швидкості нагрівання сталі при введенні алюмінію.

### 8.7. Обробка сталі при зниженому тиску (вакуумування)

Спочатку обробка металу при зниженому тиску (вакуумна обробка) передбачалася з метою видалення із сталі водню і азоту.

В її основі лежить залежність розчинності газу в рідині певного складу від його парціального тиску. Згідно з дослідженнями Сівертса, для випадку розчинення двоатомних газів, наприклад, водню, розчинність останнього при постійній температурі пропорційна квадратному кореню з парціального тиску:

$$[H] = K'_{H_2} \sqrt{P_{H_2}} \quad (8.33)$$

Рідка сталь в процесі виплавки і обробки завжди містить певну кількість водню (2-7 см<sup>3</sup>/100 г). В мартенівському процесі, внаслідок поглинання водню із продуктів згоряння, його вміст вищий, ніж в кінці продувки в кисневому конвертері. В киснево-конвертерному процесі кількість водню в кінці продувки у значній мірі визначається витратами і якістю використовуваного вапна.

З наявністю водню у сталі пов'язаний такий небезпечний дефект, як флокени. Верхні межі концентрації водню, при яких в металі не утворюються флокени, залежать від складу сталі, швидкості охолодження, перерізу прокату і поковок.

Гранична концентрація водню у високолегованих сталях не повинна перевищувати 2,0 см<sup>3</sup>/100 г, низько- і середньолегованих - 2,5 см<sup>3</sup>/100 г.

Відповідно до рівняння (8.33), при зниженні тиску рівноважні концентрації водню складають ( $\text{см}^3/100 \text{ г}$ ):

- при тиску 7,6 мм рт.ст. - 2,8;
- при тиску 1 мм рт.ст. - 1,0;
- при тиску  $10^{-3}$  мм рт.ст. - 0,03.

Отже, зниження тиску над металом є дієвим засобом зменшення концентрації водню. На розчинність водню в сталі значний вплив мають леговані елементи, а також кисень.

Розчинність азоту в залізі описується, як і у випадку з воднем, рівнянням:

$$[N] = K'_{N_2} \sqrt{P_{N_2}} \quad (8.34)$$

Сталь, виплавлена в сталеплавильних агрегатах, містить в кінці плавки звичайно 0,003-0,007% азоту. Концентрація азоту в киснево-конвертерній сталі залежить від чистоти кисню, що вдувається. Крім того, на вміст азоту в сталі значно впливають концентрації азоту в чавуні і феросплавах, які вводяться. Високі температури, що розвиваються під електродами при виплавці сталі в дугових печах, сприяють поглинанню металом азоту в значно більших кількостях (до 0,012%).

Згідно з рівнянням (8.34), рівноважні концентрації азоту в рідкому залізі складають (%):

- при тиску 7,6 мм рт.ст. - 0,0044;
- при тиску 1 мм рт.ст. - 0,0016;
- при тиску  $10^{-3}$  мм рт.ст. - 0,00005.

Відповідно до наведених значень розчинності азоту, зниження тиску в промислових установках вакуумної обробки сталі приведе до зменшення концентрації азоту в металі.

Незважаючи на те, що концентрація розчиненого в сталі кисню залежить від тиску, лише прямим його зниженням не вдається видалити із сталі кисень, як у випадку водню і азоту. Механізм видалення при вакуумуванні обумовлений реакцією вуглець-кисень при  $P_{CO} < 1$ . При тиску нижче 1 ат можна використовувати наближене значення величини константи рівноваги реакції  $[C]+[O] \rightarrow \{CO\}$ .

$$K'_{CO,O} = \frac{1}{0,0025} = 400, \quad (8.35)$$

$$K'_{CO,O} = \frac{1}{0,0025} = \frac{P_{CO}}{[C][O]} \cdot \frac{1}{760}. \quad (8.35)$$

Звідси випливає

$$[C][O] = \frac{0,0025}{760} \cdot P_{CO} = 3,3 \cdot 10^{-6} \cdot P_{CO}, \quad (8.36)$$

де  $P_{CO}$  - парціальний тиск монооксиду вуглецю в мм рт.ст.; 0,0025 - константа Ванчера і Гамільтона.

Таким чином, зниження тиску в системі приведе до зменшення добутку  $[C][O]$  і зниження концентрації кисню в рідкій сталі.

Сталь, що розкислена вуглецем під вакуумом, відповідно не забруднена оксидними включеннями.

В цілому при обробці металу при зниженому тиску:

- зменшується вміст розчинених в металі водню і азоту;
- знижується вміст розчиненого в металі кисню;
- зменшується вміст у металі неметалевих включень;
- в результаті виділення значної кількості газових бульб метал переміщується і стає більш однорідним за хімічним складом і температурою;
- є можливість одержання сталі з особливо низьким вмістом вуглецю;
- в результаті рафінування металу істотно поліпшуються ливарно-технологічні властивості сталі.

В даний час в киснево-конвертерних цехах найбільш широко використовують такі методи обробки металу під вакуумом: вакуумування у ковші, окислювальне рафінування під вакуумом, порційна і циркуляційна вакуумна обробка, вакуумування у струмені при переливанні.

У всіх способах для ефективної роботи установок вакуумування використовують пароежекторні насоси. Останні при послідовному включенні дозволяють швидко знижувати тиск у вакуумній камері і досягати досить глибокого розрідження.

Разом з пароежекторними насосами в системах відсмоктування і створення розрідження у вакуумній камері можуть використовуватися і водяні насоси. У вакуумних технологіях з пароежекторними і водяними насосами забезпечується відсмоктування газу з продуктивністю від 100 до 1200 кг/год і досягається протягом 4-6 хв. тиск розрідження у вакуумній камері менше 0,5 мм рт.ст.

### Вакуумування в ковші (VD-технологія, Vacuum Degassing)

При вакуумуванні сталі в ковші сталерозливний ківш з розплавленим металом вміщується в камеру, в якій створюється вакуум. Схема установки наведена на рис. 8.44. Вакуумна камера звичайно має циліндричну форму. Її розміри визначаються можливістю

безперешкодної установки і витягування ковша за допомогою крана. В верхній частині камери розташований патрубок, з'єднаний з вакуумними насосами.

Зверху вакуумна камера закривається відкидною або знімною кришкою. Ущільнення між камерою і кришкою здійснюється за допомогою кільця із спеціальної термостійкої гуми.

Ущільнювані при цьому поверхні мають водяне охолодження. На кришці монтують бункери з вакуумними шлюзами, що дозволяють вводити у метал розкислювачі і легуючі добавки.

Спеціальний пристрій дозволяє періодично відбирати проби металу для хімічного аналізу.

Для поліпшення масообмінних процесів між розплавом і розрідженою атмосферою камери, як правило, організують примусове перемішування металу в ковші. Воно здійснюється частіше за рахунок продувки аргоном, рідше - при створенні змінного електромагнітного поля.

Коли ківш вміщений у камеру, на нього встановлюється тепло- і бризкозахисний екран.

Перед вакуумуванням пічні окислювальні шлаки, по можливості, слід скачати.

Сталерозливні ковші мають бути вищі, ніж звичайні, щоб зверху був вільний простір з урахуванням спінювання металу при обробці. Висота вільного борту ковша складає 80-90 см.

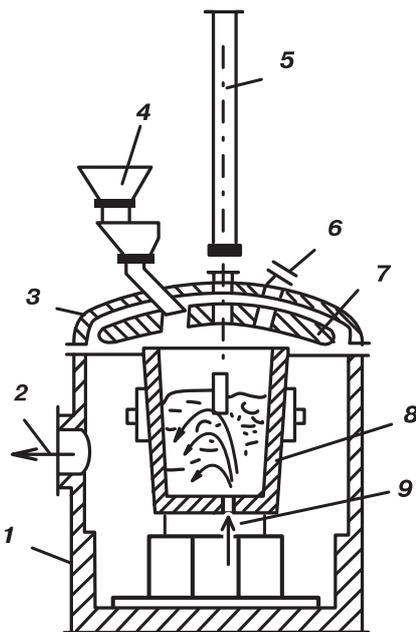


Рис. 8.44. Схема установки вакуумної обробки сталі у ковші: 1 - вакуумна камера; 2 - вакуумпровід до вакуумних насосів; 3 - кришка вакуумної камери; 4 - бункер для присадки легуючих матеріалів; 5 - пристрій для відбору проб металу і виміру температури; 6 - вічко; 7 - захисний екран; 8 - сталерозливний ківш; 9 - подача аргону для продувки

Вакуумній обробці піддається метал, що знаходиться в нерозкисленому, частково розкисленому або цілком розкисленому стані.

При відкачуванні газу з камери метал починає кипіти. Кипіння починається при тиску 80-65 кПа. Далі інтенсивність його збільшується і досягає свого найбільшого значення при тиску 4-1,5 кПа. Потім процес кипіння поступово згасає. При перемішуванні металу інертним газом, в міру зниження тиску у вакуумній камері, його витрати знижують, щоб уникнути надмірного кипіння металу. Вакуумна обробка закінчується, коли кипіння металу при досягнутому кінцевому тиску в основному припиняється. Перед закінченням вакуумної обробки проводиться присадка необхідних легуючих для коригування складу сталі.

Тривалість вакуумної обробки, залежно від складу сталі, становить 10-20 хв. Швидкість охолодження металу при цьому складає 3-4,5° за хвилину. До втрат температури металу при вакуумуванні додаються втрати при випуску і різних маніпуляціях з ковшом до і після обробки.

При кінцевому тиску, що на сьогодні досягається, у вакуумній камері залишкові концентрації водню після обробки коливаються в межах  $(1,5-2,6) \cdot 10^{-4}\%$ . Вміст кисню в сталі при концентрації вуглецю 0,1% - 0,0050%, при 0,5%[C] - 0,0030%. Метал після вакуумування містить більш дрібні оксидні вclusions і їх кількість значно менша.

#### **Окислювальна продувка під вакуумом**

Головною задачею окислення металу під вакуумом є виробництво хромистих сталей з низьким вмістом вуглецю при високому засвоєнні хрому, оскільки дієвим способом досягнення більш низьких концентрацій вуглецю без втрат хрому є підвищення температури металу і зниження тиску газу в системі. Селективне окислення вуглецю успішно відбувається у вакуумі у зв'язку з підвищенням його розкислюючої здатності при зниженому парціальному тиску. В результаті вдається уникнути окислення хрому.

Процес одержав назву VOD ( від Vacuum Oxygen Decarburisation) - окислення вуглецю під вакуумом). В процесі VOD кисень подають у метал зверху за допомогою водоохолодженої фурми. У способі ASV фірми «Cresot Loire» (Франція) використовують заглибну фурму, яка повільно згорає.

Традиційна установка для здійснення процесу VOD представляє собою вакуумну камеру, в якій встановлюється ківш із металом. Для продувки під вакуумом в центрі кришки вакуумної камери щільно встановлюється рухома киснева фурма. Такий тип установки застосовують в електросталеплавильних цехах, оскільки схема технологічного процесу передбачає виплавку напівпродукту в електродуговій печі. Метал після випуску з електродугової печі містить 0,6-1,0% вуглецю, 0,2-0,4% кремнію, необхідну кількість хрому і нікелю, 0,020-0,030% сірки. Температура випуску - 1620-1640°C.

Після випуску металу у ківш останній встановлюють у вакуумну камеру і ведуть окислювальну продувку при зниженому тиску за спеціальним технологічним режимом.

Окислювальні процеси під вакуумом можуть здійснюватися і в спеціальному конвертері (технологія VODK).

На рис. 8.45 при дотриманні рівності масштабів креслень схематично зіставлені розміри ковша установки VOD і конвертера VODK при однаковій масі металу 55 т. Як видно, глибина ванни металу в конвертері істотно менша при більшому відношенні діаметра ванни до її глибини. Конвертер відрізняється від ковша набагато більшим вільним обсягом, призначеним для розміщення в ньому спіненого шлаку.

Великий вільний об'єм над поверхнею металу забезпечує практично безперешкодне кипіння металу з високими швидкостями окислення вуглецю без викидів металу і забризкування горловини конвертера і прилеглої до неї кришки з вакуумним ущільненням.

Технологія в конвертері VODK передбачає обробку металу за двома варіантами. В першому випадку процес ведеться по типу VOD.

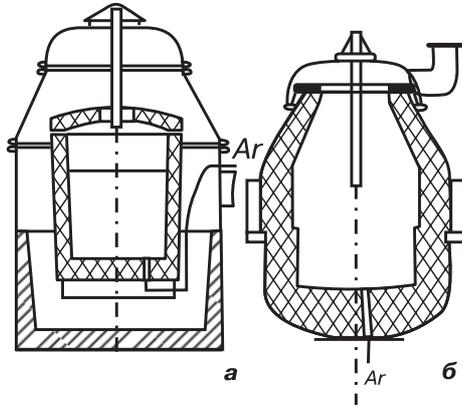


Рис. 8.45. Схематичне зіставлення розмірів і питомого об'єму установок VOD (а) і VODK (б) при однаковій масі металу - 55 т і однаковому масштабі креслень

На рис. 8.46, як приклад, наведена інша технологічна схема виплавки хромистої сталі з використанням установки VODK.

Шихту розплавляють у дуговій електропечі. Метал перед випуском нагрівають до 1630°C, проводять відновлення шлаку і випуск. Попередню продувку металу киснем в дуговій печі не проводять, оскільки це можна зробити з більшою інтенсивністю і швидкістю в конвертері. Після заливання розплаву в конвертер проводять, у разі необхідності, легування металу і присадку вапна і брухту для охолодження. Витрати вапна встановлюються з урахуванням вмісту кремнію в металі, щоб основність шлаку в кінці продувки була більше 2.

Продувку металу киснем починають при атмосферному тиску. За 18-20 хв. продувки вміст вуглецю знижується з 1,60 до 0,23%, а температура металу зростає до 1780°C.

Після досягнення заданих концентрацій вуглецю продувку киснем припиняють, конвертер накривають вакуум-щільною кришкою і починають вакуумування. За 18-25 хв. вакуумної обробки тиск знижується до 0,65 кПа, вуглець, реагуючи з киснем металу і шлаку, окислюється до 0,009%. На цьому операцію вакуумування закінчують, кришку конвертера прибирають, в конвертер присаджують вапно, феросиліцій і легуючі елементи.

Витрати кремнію на відновлення при вмісті вуглецю в металі менше 0,02% складають 9,5 кг/т. Це на 1,0-1,5 кг/т більше, ніж у разі плавки, продутих киснем під вакуумом.

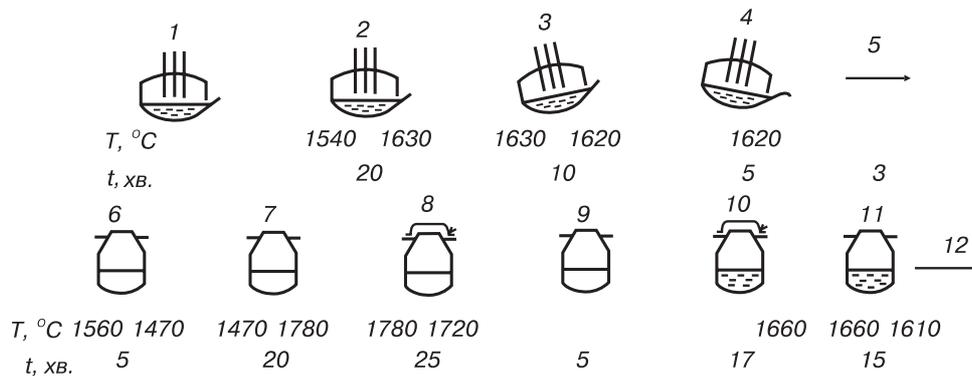


Рис. 8.46. Технологічна схема виплавки сталі марки X2CrNi189 з використанням установки VODK:

- 1 - розплавлення шихти; 2 - нагрівання сталі і розкислювання шлаку; 3 - скачування шлаку; 4 - випуск;
- 5 - транспортування розплавленого металу і заливання його в конвертер; 6 - попереднє легування;
- 7 - попередня продувка киснем; 8 - зневуглецювання металу під вакуумом; 9 - присадка розкислювачів;
- 10 - відновлення шлаку і десульфуратія металу; 11 - коригуючі присадки і скачування шлаку;
- 12 - випуск сталі з конвертера; на етапах 6-11 метал продували аргоном з витратами 30 м<sup>3</sup>/год.

Після відновного періоду конвертер знову накривають кришкою і вакуумують протягом 12-15 хв. при залишковому тиску 0,26 кПа (2 мм рт.ст.). В цей період вміст сірки знижується з початкового 0,035 до 0,005%. Шлак в кінці періоду стає в'язкоплинним і білим розсипним. Для розрідження шлаку використовують плавиковий шпат. Після цього шлак, приблизно на 50%, скачують із конвертера. Після останнього коригування складу і присадки брукхту для охолодження сталь випускають у ківш. Під час усіх технологічних операцій (конвертер у вертикальному положенні) через сопло у днищі конвертера подають аргон з витратами 30 м<sup>3</sup>/год.

Цікавим представляється порівняння процесів виробництва високохромистих сталей процесами AOD, VOD, VODK (табл. 8.4). Із цієї таблиці видно, що початковий вміст вуглецю в сталі і максимальні швидкості його окислення більш високі в процесах AOD і VODK, ніж в процесі VOD, оскільки в перших через великий вільний обсяг конвертера відсутні обмеження кипіння металу і можна вести продувку з більшою інтенсивністю подачі кисню. Відповідно в цих процесах досягається більш коротка тривалість обробки. В процесах VOD і VODK значно нижчі витрати аргону і азоту, ніж в процесах AOD. В процесах окислення під вакуумом менші витрати кремнію як відновника, що пояснюється більшим зниженням парціального тиску {CO} і виключенням окислення металу повітрям. Застосування вакууму доцільне при виробництві сталі з особливо низьким вмістом вуглецю.

Із табл. 8.4 видно, що в процесах AOD в сталі може бути досягнутий дуже низький вміст сірки. Останнє пов'язане з простотою скачування і наведення першого шлаку.

Таблиця 8.4

**Порівняння показників виробництва сталі процесами  
AOD, VOD і VODK**

Показник	Спосіб виплавки		
	VOD	AOD	VODK
Початковий вміст вуглецю в металі, %	1,0	1,0-3,0	1,0-3,0
Початкова температура металу, °C	1600	1540	1520
Максимальна швидкість окислення вуглецю, %/хв.	0,006-0,03	0,04-0,08*	0,08
Інтенсивність продувки киснем м <sup>3</sup> /т·хв.	0,2-0,7	0,3-0,8;1,2*	1,2
Основність першого шлаку	1,2-2,0	1,2-1,5	1,2-1,5
Коефіцієнт розподілу сірки	100	100	100
Основність другого шлаку	3-4	>2	>2
Коефіцієнт розподілу сірки	200	200	200
Температура обробки, °C	1600-1700	1550-1700	1600-1700
Загальна тривалість обробки, хв.	140	90	90
Витрати кисню, м <sup>3</sup> /т	15-20	25	25
Ступінь використання кисню, %	20-60	30-90	50-80
Витрати аргону й азоту, м <sup>3</sup> /т	0,8	15-25	1,0
Витрати кремнію, кг/т	5-8	11-18	10
Витрати вапна, кг/т	20-35	70-100	40-50
Засвоєння хрому, %	98	98	98

\*при використанні вертикальної фурми

Крім того, в результаті інтенсивного перемішування створюється активний масообмін між металом і шлаком.

Контроль окислювальної продувки і подальшої обробки ведуть по кількості і складу газів, що відводяться.

Зниження вмісту монооксиду вуглецю і різке збільшення концентрації  $\{CO_2\}$  у газах, що відводяться, характеризує завершення процесу вакуумно-кисневого зневуглецьовування і є надійним сигналом до припинення подачі кисню.

Установки VD і VOD нерідко обладнані пробовідбірними фурмами, а також фурмами-зондами для вимірювання температури й активності кисню в рідкій сталі. При цьому необхідні вимірювання виконують в процесі вакуумної обробки.

В даний час працюють і повністю автоматизовані системи керування вакуумною обробкою. В основу їх роботи покладені математичні моделі фізико-хімічних процесів, що відбуваються в металі під час обробки, дискретна інформація за результатами вимірів температури і активності кисню в металі, динамічний контроль складу газів, що відводяться. Як початкові параметри використовують дані про температуру і хімічний склад металу перед обробкою, а також задають кінцеві результати обробки. Автоматизована система рекомендує оптимальний режим обробки, витрати кисню і аргону на процес, необхідні кількості легуючих, охолоджуючих і шлакоутворюючих добавок і доцільний час їх введення.

При вакуумуванні сталі в ковші виникає необхідність компенсації зниження температури металу. Для підігріву металу використовують електродуговий спосіб, який може здійснюватися при зниженому тиску. Впроваджений у виробництво в 1966 р. спосіб одержав назву VAD-процесу (Vacuum Arc Degassing-процес вакуумної дегазації при електродуговому підігріві).

На установках, розроблених шведськими фірмами і названих ASEA-SKF, можливе проведення вакуумної дегазації, зневуглецьовування під вакуумом як з продувкою, так і без неї металу киснем, електродугового підігріву, десульфурзації, тонке регулювання складу і температури металу у вузьких інтервалах.

Характерною особливістю процесу ASEA-SKF є електромагнітне перемішування металу. Можлива також подача аргону через пористу вставку у днищі ковша.

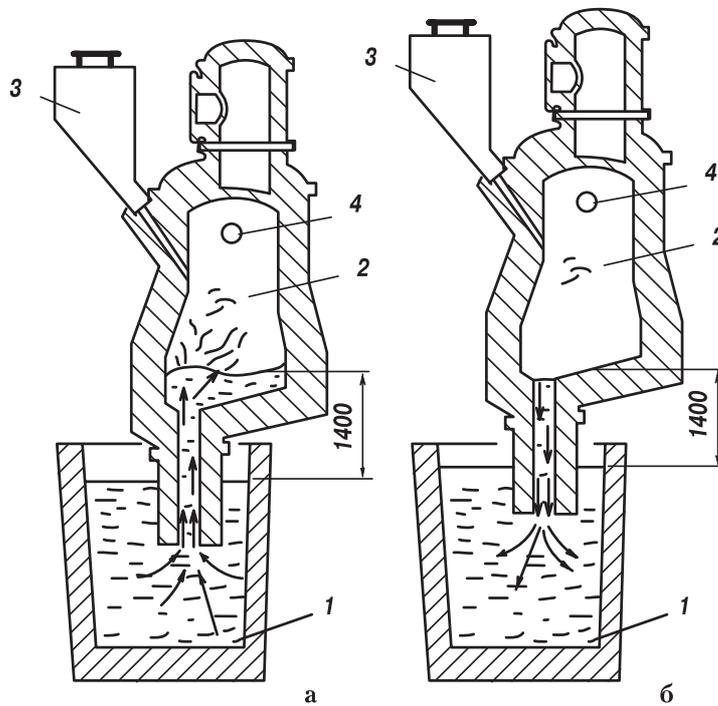
### **Обробка металу під вакуумом окремими порціями (DH-процес)**

В цьому випадку вакуумній обробці піддається не весь метал у ковші відразу, а лише його частина, яка надходить у спеціальну вакуумну камеру. Після обробки порції металу остання повертається назад у ківш. Обробка окремих порцій продовжується до тих пір, поки весь метал у ковші не буде підданий дегазації до необхідних меж.

Процес DH або процес порційного вакуумування був вперше здійснений фірмою «Dortmund-Horder» в 1956 р., і в подальшому ці установки знайшли широке застосування для обробки конвертерного металу в ковшах великої ємкості.

Принцип роботи установки порційного вакуумування наведений на рис 8.47. При опусканні вакуумної камери або підйомі ковша в результаті різниці тиску (100 кПа), над розплавом у ковші і всередині вакуумної камери метал затікає у вакууматор і заповнює нижню частину камери. Висота стовпа металу приблизно 1,4 м. При попаданні розплаву в розріджений простір вакуумної камери відбуваються реакції вакуумного вуглецевого розкислювання і дегазації. Метал кипить. Як тільки виділення газів (кипіння) припиняється, вакуумна камера підіймається. Це приводить до зменшення об'єму, який займає розплав у вакууматорі і до витікання сталі з камери назад у ківш. Піднімання і опускання (без повного виймання патрубків з металу і розгерметизації камери) продовжується до тих пір, поки не буде проведена необхідна обробка всього металу в ковші.

Первинна форма вакууматора з асиметричним розташуванням засмоктуючого патрубка була пов'язана з використанням стопорів у сталерозливних ковшах. У подальшому почали використовувати вакуумні камери з центральним розташуванням засмоктуючого патрубка.



**Рис. 8.47. Принцип роботи порційного вакууматора:** 1- ківш з металом;  
2 - вакууматор; 3 - бункер для присадки феросплавів; 4 - графітовий  
стержень для підігрівання футеровки вакууматора

Робочий шар футеровки вакуумної камери виконується із хромомагнетитової цегли. Стійкість футеровки засмоктуючого патрубку і нижньої частини вакуумної камери може бути підвищена за рахунок торкретування в гарячому стані або, наприклад, регулярною присадкою бокситу наприкінці вакуумної обробки. Нагрівання вакуумної камери здійснюється за допомогою графітового нагрівача. З його допомогою підтримують температуру футеровки на рівні 1200-1400°C. У вакуумній камері одночасно піддається обробці 1/10 частина металу, що знаходиться в ковші.

Ефективність вакуумної обробки на ділянці ДН визначається: залишковим розрідженням у вакуумній камері, тривалістю обробки, кількістю циклів, початковим складом металу, який піддається вакуумній обробці. Розрідження у вакуумній камері сучасної установки ДН забезпечується 1 мм рт.ст. і менше.

Цикл обробки, який включає тримання камери в крайньому верхньому положенні, опускання камери і її витримання в крайньому нижньому положенні, підйом установки, складає 15-20 с. В цьому випадку швидкість підйому - опускання камери 0,08-0,15 м/с.

Тривалість вакуумування визначається кількістю встановлених циклів обробки. Як правило, обробку закінчують після 40-60 циклів. Процес вакуумного вуглецевого розкислювання і дегазації закінчується через 30-40 циклів обробки. Після цього через вакуумний шлюз у сталь вводять алюміній, легуючі добавки для коригування хімічного складу сталі. Подальша

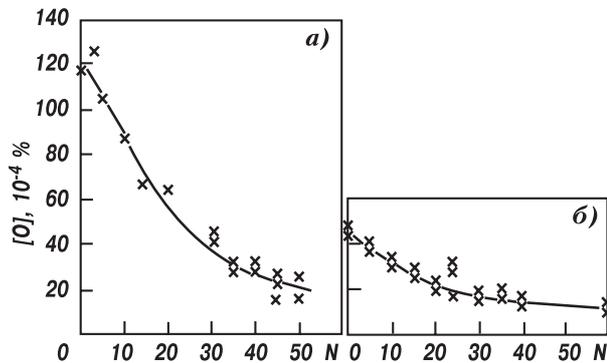


Рис. 8.48. Залежність концентрації кисню в сталі від числа циклів вакуумування N: а - частково розкислена сталь; б - заздалегідь розкислена сталь

обробка металу пов'язана з необхідністю засвоєння легуючих і їх рівномірного розподілу в об'ємі ковша.

Залежність вмісту кисню в сталі від числа циклів вакуумування наведена на рис. 8.48. Як при обробці частково розкисленої (рис. 8.48, а), так і заздалегідь розкисленої сталі забезпечується кінцевий вміст кисню менше  $20 \cdot 10^{-4}\%$  (рис. 8.48, б).

Кінцева концентрація водню через 40-60 циклів обробки лежить нижче  $2 \cdot 10^{-4}\%$ . Одночасно підвищується чистота сталі по неметалевих включеннях.

Досягається високий рівень засвоєння легуючих добавок, що дає можливість одержувати сталь з вузькими межами вмісту легуючих компонентів.

Швидкість зниження температури металу в процесі вакуумної обробки складає 1,5-2 град/хв. З урахуванням більш тривалого знаходження металу в ковші і додаткового охолодження, температура сталі випуску на плавках, які підлягають вакуумній обробці, повинна бути на 30-40°C вища, ніж на звичайних плавках без обробки.

Для порційної вакуумної обробки методом ДН контроль розрідження у вакуумній камері служить важливою динамічною характеристикою процесів вакуумного вуглецевого розкислювання і дегазації.

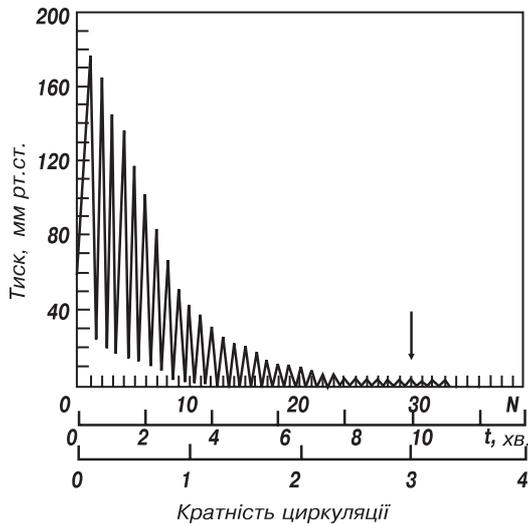


Рис. 8.49. Діаграма порційного вакуумування (стрілкою показана присадка легуючих і розкислювачів)

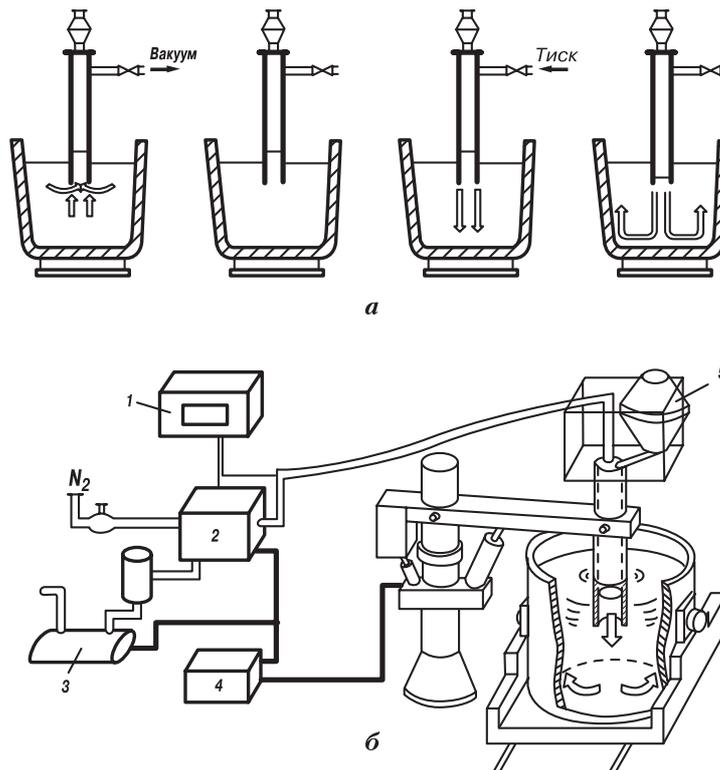
Типова зміна тиску у вакуумній камері в процесі вакуумної обробки показана на рис. 8.49. Газ, що виділяється з металу при його засмоктуванні у вакуумну камеру, є причиною виникнення піку на кінетичній кривій тиску. При цьому різке зростання тиску і таке ж різке його падіння свідчать про інтенсивний перебіг вакуумно-вуглецевого розкислювання і дегазації. Висота піків на кривій тиску з кожним подальшим циклом безперервно знижується, що відображає зниження концентрації кисню, водню і азоту в металі. Як видно з рис. 8.49, через 30 циклів обробки засмоктування нової порції металу практично не приводить до сплеску тиску в камері. Це свідчить про те, що на цей момент метал досить добре оброблений під вакуумом (забезпечені низькі концентрації кисню і водню в рідкому металі) і доцільна присадка легуючих матеріалів.

### Установки для перемішування металу

В деяких випадках присадки легуючих і розкислювачів без їх угару, рівномірного перемішування цілком достатньо для позапічного доведення сталі. Такі обмежені задачі (без дегазації сталі) привели до створення ДН-змішувачів. З часом процес трансформувася і став називатися РМ (Pulsating Mixing - пульсуючий змішувач), який застосовується в сучасному технологічному ланцюжку виробництва сталі.

Організація перемішування і схема розміщення устаткування наведена на рис. 8.50. Ці установки не передбачають низький тиск розрідження в камері. Засмоктання і повернення металу у ківш здійснюються зміною тиску, а не підйомами і опусканнями вакуумної камери.

Оптимальною конструкцією РМ-змішувача визнана вакуумна камера у вигляді порожнистого циліндра (труби) довжиною, наприклад, 3 м, обладнаного зверху бункером для присадки феросплавів. Внутрішній діаметр циліндра (труби), який використовується для обробки металу у 100-тонному ковші, становить 300 мм, а зовнішній - 600 мм. Циліндр занурюють в метал на глибину 500 мм. Робочий тиск у патрубку змінюють в межах 50-150 кПа. Через малий об'єм і відносно малий діаметр вакуумпровода використовують вакуумні насоси невисокої продуктивності. Підвищення тиску у вакуумній камері здійснюють подачею азоту. Час відсмоктування газу до досягнення мінімального тиску складає



**Рис. 8.50. РМ-процес для рафінування сталі у ковші:**

**а** - принципи організації перемішування; **б** - схема розміщення устаткування;

**1** - контрольні пристрої; **2** - клапан; **3** - евакуаційна система;

**4** - гідравлічна система; **5** - бункер для феросплавів

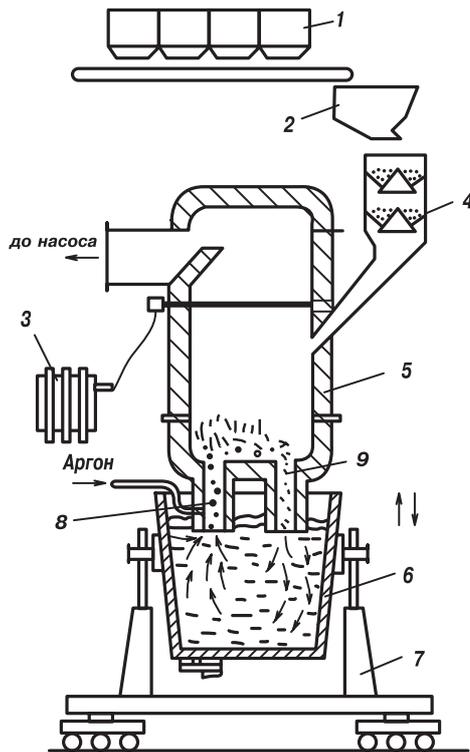
5 с, підвищення тиску досягається за 1 с. Енергія перемішування складає 5-10 Вт/т, тривалість обробки - 10-20 хв. При цьому температура металу знижується на 20-30°C зі швидкістю 1,5-2,5 град/хв.

Експериментально встановлено, що тривалість вирівнювання складу металу в ковші при РМ-процесі дорівнює приблизно 5 хв.

### Циркуляційне вакуумування

На відміну від установки порційного вакуумування, в циркуляційній вакуумній камері є два футерованих патрубків, по одному з яких метал надходить у вакуумну камеру, а по іншому - стікає. Схема обробки у вакууматорі циркуляційного типу наведена на рис. 8.51.

Патрубки занурені в метал, коли з камери починають відкачувати газ. Метал підіймається у вакуумну камеру на висоту приблизно 1,4 м і вкриває подину камери. В нижню частину всмоктуючого патрубка підводиться аргон як транспортуючий газ. Аргон підіймається у всмоктуючому патрубку і захоплює за собою метал. При цьому із всмоктуючого патрубка в камеру надходить суміш, що складається з однієї частини металу і десяти частин газу. Над всмоктуючим патрубком метал спучується, відбувається розбризкування розплаву, краплі якого можуть викидатися на висоту до 10 метрів (особливо при обробці нерозкисленої сталі). По зливному патрубку метал стікає у ківш.



**Рис. 8.51. Схема обробки металу у вакууматорі циркуляційного типу ( RH):**

- 1 - бункери для подачі феросплавів; 2 - ваговий бункер; 3 - трансформатор; 4 - вакуумний шлюз;
- 5 - вакуумна камера; 6 - ківш з металом; 7 - сталевоз;
- 8 - всмоктуючий патрубок; 9 - зливний патрубок

За кордоном процес отдержав назву RH. Він був реалізований на заводі фірми «Ruhrstahl AG» за пропозицією фірми «Heraeus» (ФРН). В конвертерних цехах установки RH знайшли широке розповсюдження.

Опускання вакуумних камер в метал і їх піднімання на початку і в кінці обробки здійснюється, наприклад, за допомогою механізму лебідкового типу. У ряді випадків використовують механізм переміщення типу коромисла.

Нерідко вакуумна камера є нерухомою, а підіймається і опускається ківш з металом.

Важливими параметрами, що визначають процес обробки на циркуляційному вакууматорі, є кількість металу у вакуумній камері, швидкість циркуляції розплаву, залишковий тиск в камері і тривалість обробки.

При обробці у вакуумній камері знаходиться приблизно одна десята частина металу ковша.

Як видно з рис. 8.52, швидкість циркуляції металу може досягати 100 т/хв. і більше і залежить від витрат аргону, діаметра всмоктуючого патрубка і ємкості ковша. З підвищенням витрат газу швидкість циркуляції збільшується спочатку швидко, а потім все повільніше, наближаючись до певної межі. Розрахована швидкість течії металу для наведених діаметрів всмоктуючого патрубка складає 1,3 м/с.

Залишковий тиск у вакуумній камері - менше 1мм рт.ст.

Тривалість обробки заздалегідь розкисленої сталі складає 12-15 хв., нерозкисленої - до 30 хв.

Зміна основних параметрів обробки в процесі вакуумування нерозкисленої сталі наведена на рис. 8.53. Процес характеризується практично лінійним зменшенням кількості газів, що відводяться, після 5 хв. обробки і пікоподібною зміною вмісту монооксиду вуглецю в газах, що відходять. Збільшення вмісту монооксиду вуглецю в газах, що відходять, на 5-7 і 12-14 хв. обробки пов'язані з додатковим послідовним включенням нових рівнів пароежекторних насосів.

Останнє приводить до різкого зниження тиску розрідження у вакуумній камері, що інтенсифікує процеси вакуумного вуглецевого розкислення і супроводжується збільшенням вміс-

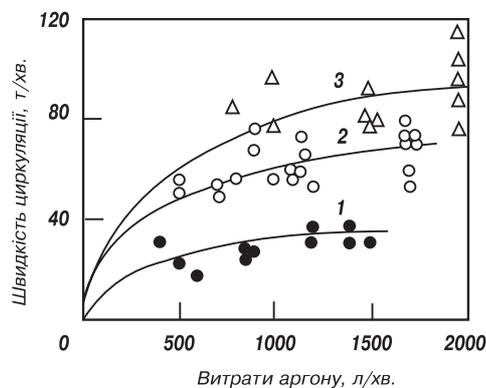


Рис. 8.52. Залежність швидкості циркуляції сталі від витрат аргону на 250-тонній установці RH при діаметрах подавальної труби 30 (1), 40 (2) і 45 см (3)

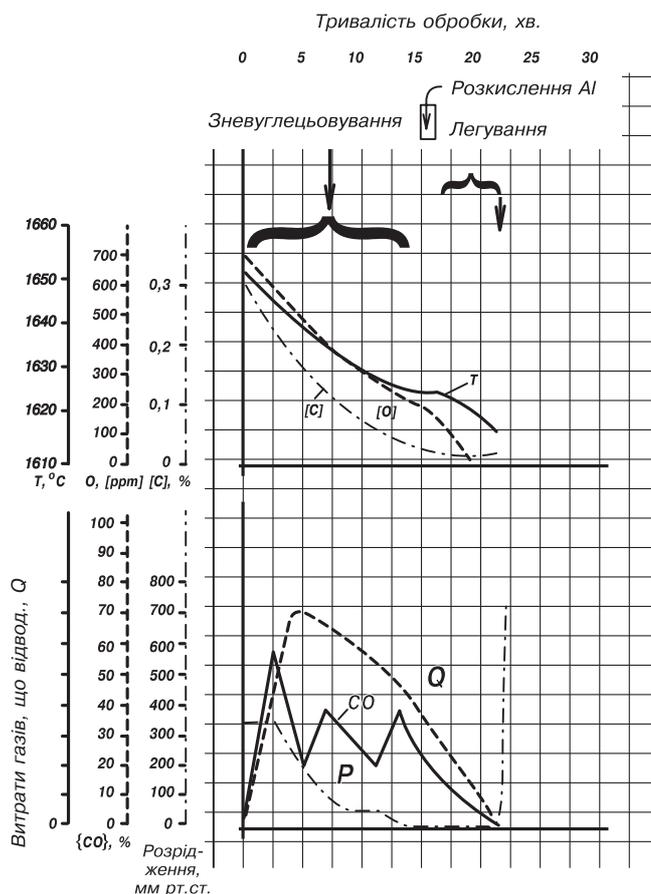


Рис. 8.53. Зміна параметрів обробки при вакуумуванні нерозкисленої сталі на установці RH

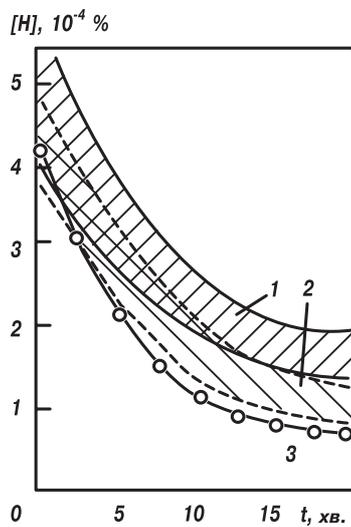


Рис. 8.54. Зміна вмісту водню в металі у процесі обробки розкислених (1), нерозкислених (2) і нерозкислених сталей з подачею аргону на двох рівнях (3) на установці RH

ту монооксиду вуглецю в газах, що відходять. Як правило, досягнення практично нульових концентрацій монооксиду вуглецю свідчить про завершеність процесів вакуумного вуглецевого розкислення.

Звичайно концентрації кисню в сталі після вакуумної обробки складають менше  $20 \cdot 10^{-4}\%$ .

Зміни вмісту водню в процесі обробки розкислених (1) і нерозкислених (2) сталей наведені на рис. 8.54. В першому випадку в кінці обробки досягнуто вмісту водню  $(1,4-2) \cdot 10^{-4}\%$ , в другому -  $(0,8-1,3) \cdot 10^{-4}\%$ .

Контроль кількості і складу газів, що відводяться з вакуумної камери RH, відноситься до найбільш широко застосовуваного в практиці способу оцінки фізико-хімічних процесів, що відбуваються при вакуумуванні. Контроль вмісту монооксиду і оксиду вуглецю, водню і кисню у газі, що відводиться, проводять за допомогою газоаналізаторів і масоспектрометрів. Отриману інформацію про склад газів використовують для оцінки завершеності тих чи інших процесів (наприклад, завершеності процесу вакуумного вуглецевого розкислювання після досягнення практично нульових концентрацій монооксиду вуглецю) і регулювання параметрів обробки, таких як розрідження у вакуумній камері, витрати аргону на циркуляцію та ін.

Установки обладнані пробовідбірними фурмами, а також фурмами-зондами для вимірювання температури і активності кисню в металі ковша.

При виробництві корозійностійких сталей з високим вмістом хрому (звичайно  $\geq 17\%$ ) окислення вуглецю супроводжується окисленням хрому. При особливо низьких вмістах вуглецю, часто необхідних для таких сталей, виникають значні труднощі в одержанні досить високого вмісту хрому, а його великий угар погіршує техніко-економічні показники виробництва. Радикальним способом підвищення рівноважного вмісту хрому при низькому й особливо низькому вмісті вуглецю є зниження парціального тиску CO. При циркуляційному вакуумуванні парціальний тиск CO знижується до ще нижчих значень, тому що аргон вдувається в метал в умовах вакуумної обробки. Для глибокого зневуглецювання високохромистого розплаву, особливо при підвищеному вмісті вуглецю (0,3-0,5%) на початку вакуумної обробки, у металі недостатньо кисню, і його необхідно вводити в металевий розплав.

Процес циркуляційного вакуумування з продувкою металу киснем одержав у зарубіжній літературі назву RH-OB, тобто процес RH із продувкою киснем (англ. Oxygen Blowing). Кисень подається в метал зверху або вдувається знизу.

Продувку киснем зверху виконують з використанням фурми, що охолоджується водою, яку вводять вертикально через отвір у склепінні вакууматора. Устя кисневої фурми міститься на рівні приблизно 1-1,5 м над поверхнею металевої ванни. Витрати кисню - 6-10 м<sup>3</sup>/т·год.

Продувку знизу здійснюють через спеціальні фурми, виконані у вигляді коаксіально розташованих труб - труба в трубі. По внутрішній трубі в метал надходить кисень, по зовнішній - інертний газ (аргон чи азот). Таким чином, інертний газ оточує кисень на виході із фурми в метал, створюючи біля устя фурми і футеровки, що прилягає до неї, теплозахист. Такий теплозахист необхідний, тому що в зоні надходження технічно чистого кисню в метал внаслідок інтенсивного окислювання всіх компонентів сталі (головним чином заліза) осередок вогнища дуже високої температури ( $\geq 3000^\circ\text{C}$ ). Без кільцевого теплозахисту інертним газом відбувається швидке прогорання фурм і довколишньої їх футеровки.

У вакууматорі встановлюють дві фурми, що розташовуються біля дна вакуум-камери одна проти іншої по діаметру, перпендикулярному тому, на якому розташовані патрубки. Це підсилює інтенсивність перемішування, створюючи в металевій ванні турбулентні пульсації.

Для обробки високохромистої сталі в циркуляційному вакууматорі з окислюванням беруть метал з підвищеним вмістом вуглецю (0,3-0,6%) для того, щоб попередити значне окислення хрому при виплавці сталі (напівпродукту) у дуговій печі чи конвертері. При продувці розплаву киснем у вакуум-камері відбувається інтенсивне окислення вуглецю (0,01% С за хв.) і виділення значної кількості СО. В результаті цього у вакуум-камері утворюється велика кількість газів (СО і аргон), що вимагає застосування потужних вакуумних насосів. При використанні процесу RH-OB їх удвічі більше, ніж при звичайному циркуляційному вакуумуванні.

Під час продувки металу киснем в процесі циркуляційного вакуумування тиск у вакуум-камері не знижується нижче 2,5-4 кПа (рис. 8.55). По закінченні продувки киснем і, отже, припиненні інтенсивного виділення оксиду вуглецю тиск у камері знижується до 0,05-0,10 кПа.

При використанні азоту, що вводиться через зовнішні труби придонних фурм для захисту їх від прогорання в місці надходження кисню, подачу його проводять до кінця продувки киснем. Потім, для попередження попадання у фурми металу, через придонні фурми подають аргон.

Продувку киснем припиняють при вмісті вуглецю 0,04-0,05%, що досягається лише після приблизно десятикратної циркуляції металу через вакуум-камеру. Подальше зниження вмісту вуглецю до 0,01-0,03% відбувається в результаті окислювання його розчиненим у сталі киснем при звичайному циркуляційному вакуумуванні з додатковою 3-4-кратною циркуляцією металу.

Важливою особливістю процесу продувки киснем при циркуляційному вакуумуванні, що відрізняє цей процес від плавки в дугових печах і кисневих конвертерах, є незначне окислення хрому в процесі продувки киснем (див. рис. 8.55). При вмісті хрому в сталі 17-18% в результаті окислення воно знижується не більше, ніж на 0,5-0,6%. Наслідком такого низького (в умовах продувки киснем) угару хрому є необхідність невеликих присадок ферохрому для остаточного легування. Причому після присадки ферохрому окислювання хрому в процесі циркуляційного вакуумування не відбувається, тобто стосовно хрому система стає не окисною і може навіть стати відбудовною.

Застосування циркуляційного вакуумування з продувкою металу киснем дозволяє одержувати сталь із досить низьким вмістом вуглецю (<0,0015%) і при цьому з низьким вмістом кисню перед введенням алюмінію. Наприклад, при [C]=0,04% у киснево-конвертерній сталі [O]=0,06%, а після циркуляційного вакуумування з продувкою киснем [O]=0,02%, тобто перед введенням алюмінію приблизно на 0,04% [O] менше. Це зменшує угар алюмінію і забезпечує одержання більш точного вмісту алюмінію і розчиненого кисню в сталі.

Застосування процесу RH-OB дозволяє вести продувку в кисневому конвертері до постійного вмісту вуглецю. При виплавці сталі з особливо низьким вмістом вуглецю продувку в кисневому конвертері завжди ведуть до 0,10% С, а потім окислювання вуглецю закінчують у вакуум-камері RH-OB. Завдяки цьому зменшуються вміст FeO у шлаку наприкінці продувки і витрати вогнетривів, підвищується вміст марганцю в металі наприкінці продувки.

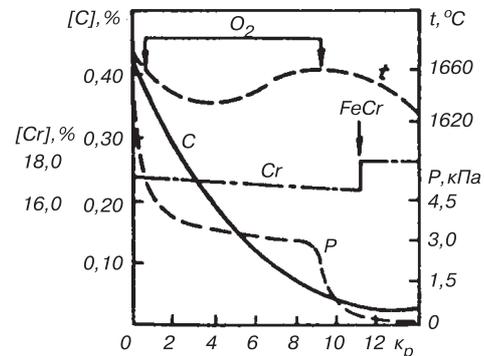
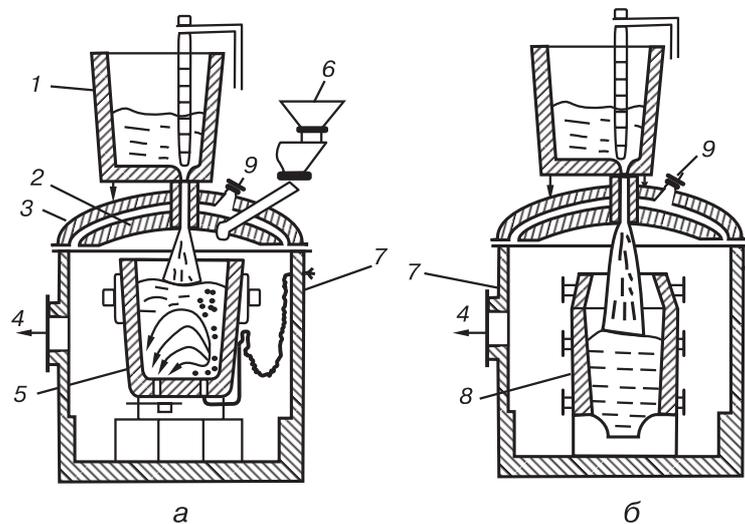


Рис. 8.55. Перебіг процесу RH-OB із подачею кисню зверху (витрати  $O_2$  6,1 м<sup>3</sup>/т;  $\kappa_p$  — коефіцієнт рециркуляції)



**Рис. 8.56. Вакуумна обробка сталі при переливанні із ковша у ківш (а) і відливанні зливків (б): 1 – перший сталерозливний ківш; 2 – захисний екран; 3 – кришка вакуумної камери; 4 – до вакуумних насосів; 5 – другий сталерозливний ківш; 6 – подача легуючих елементів; 7 – вакуумна камера; 8 – виливниця; 9 – вічко**

Для використання в процесі РН-ОВ в якості хрому високолегованого сталевого скрапу (обрізь із МБЛЗ і слябінгу) розроблена технологія із застосуванням пилоподібного (0,1-0,8 мм) і кускового (20-30 мм) коксу як джерела тепла для плавлення цього скрапу. Кусковий кокс подають через жолоб для легуючих матеріалів, а пилоподібний інжектують через придонні фурми.

Дослідження показали, що при введенні коксу, незалежно від виду (кускового чи інжектованого порошку), у кількості від 10 до 30 кг/т сталі присадки скрапу корозійностійкої сталі склали відповідно від 3 до 10-11%, тобто на кожні 10 кг коксу на 1 т сталі добавки скрапу високолегованої хромом сталі склали 3-3,5% маси металу в ковші. Однаковий ефект при використанні коксу у вигляді кусків і порошку, що вдувається, можна пояснити тим, що й у вигляді кусків протягом 7-10 хв., що витрачаються на плавлення скрапу, він цілком розчиняється і засвоюється.

Процес вигідний, оскільки дозволяє використовувати високолеговані хромом відходи, скорочуючи таким чином витрати ферохрому. Недолік його в тому, що у вакуум-камері утворюється шлак з пустої породи коксу (вміст її в коксі  $\leq 10\%$ ).

Як джерело хімічного тепла для нагрівання сталі в процесі циркуляційного вакуумування з продувкою металу киснем використовують і алюміній. Під час продувки у вакуум-камері киснем (одночасно з вакуумуванням) відбувається окислювання алюмінію й інтенсивне нагрівання металу. При введенні 1,7 і 4 кг Al на 1 т сталі за 25-30 хв. продувки (витрати кисню - 7 м<sup>3</sup>/т-год.) температура металу підвищувалась на ~30 і 55°C відповідно, а при звичайному циркуляційному вакуумуванні за цей час вона знижується на 40-50°C.

Окислювання вуглецю в процесі продувки починається лише після окислення алюмінію до вмісту <0,05% і при обробці сталі з 0,15-0,35% С швидкість зневуглецювання досягає 0,01% С/хв. Після закінчення продувки киснем проводять звичайне циркуляційне вакуумування, в результаті якого загальний вміст кисню в сталі знижується до ~0,003%. Це свідчить про те, що підвищення вмісту в металі включень - продуктів окислення алюмінію - тимчасове, і сталь виходить високого ступеня чистоти по оксидних включеннях.

Виділення тепла в результаті окислення алюмінію при продувці металу киснем дозволило вводити в циркуляційний вакууматор флюси, які, розплавляючись, утворювали шлак, що забезпечує десульфуріацію сталі. Використовували флюси, що містять CaO і 20-80% CaF<sub>2</sub>.

### Обробка струменя металу під вакуумом

Вакумування струменя металу може бути здійснене при його випуску зі сталеплавильного агрегату у ківш, при переливанні сталі з одного ковша в інший, при розливанні металу у виливниці. У вакуумі струмінь рідкої сталі розривається на дрібні краплі і бризки газами, що виділяються. Розвинена поверхня дегазації і відсутність феростатичного тиску збільшують швидкість видалення газів із металу.

На рис. 8.56 наведена схема установки обробки струменя металу у вакуумі при переливанні сталі з ковша у ківш і при виливанні зливків. Перед обробкою включають вакуумні насоси і після досягнення заданого розрідження починають переливання металу у ківш, встановлений у вакуумній камері. Кут розкриття струменя при переливанні нерозкисленої сталі складає 120-140°C. Оптимальний ступінь дегазації досягається при переливанні металу зі швидкістю 25 т/хв і тривалості не більше 15 хв. Необхідну кількість розкислювачів і легуючих додають у метал в процесі обробки. Після переливання вакуумні насоси відключають, тиск у камері підвищують до атмосферного і ківш із металом подають на розливання.

При переливанні нерозкисленої сталі, вміст кисню в ній знижується на 50-60%, азоту - на 20%, а концентрація водню - до  $(1-2) \cdot 10^{-4}$ .

Істотним недоліком способу є значне зниження температури металу в процесі обробки (на 40-80°C). Слід враховувати також, що якщо не вжито спеціальних заходів для захисту струменя від впливу атмосфери при розливанні, то в наступній концентрації водню і кисню збільшуються відповідно на  $(0,5-1) \cdot 10^{-4}$  і 0,0015%. При виливанні зливків під вакуумом, як правило, вакуумуванню піддається цілком розкислена сталь.

Різновидом обробки сталі у струмені є процес потокового вакуумування, що застосовується в конвертерному цеху Новолипецького металургійного комбінату. Він представляє собою поєднання процесів струменевого вакуумування і безперервного розливання сталі (рис. 8.57).

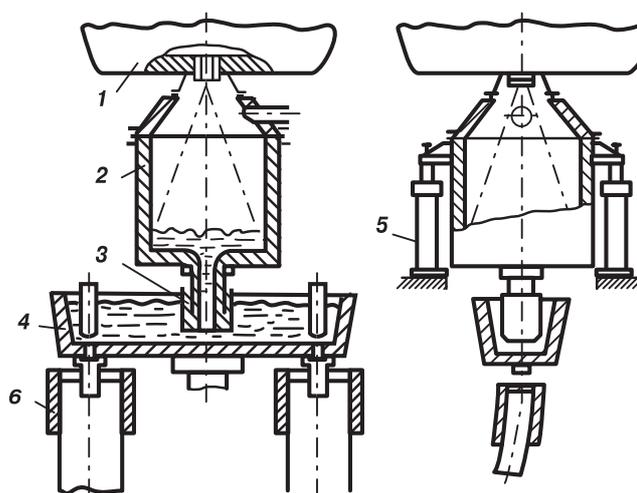


Рис. 8.57. Схема установки вакуумування в потоці:

1 - ківш; 2 - вакуум-камера; 3 - металопровід; 4 - проміжний ківш; 5 - гідроциліндри; 6 - кристалізатор

Вакуумна камера встановлюється на стенді МБЛЗ між сталерозливним головним і проміжним ковшами. Днище сталерозливного ковша примикає до вакуумної камери герметично. В нижній частині камери є металопровід, який занурений в метал проміжного ковша. Під час розливання розплав надходить у розріджений простір, дегазується і вже оброблений по металопроводу стікає у проміжний ківш, а потім - у кристалізатор МБЛЗ.

При потоковому вакуумуванні процеси дегазації, розкислення і зневуглицювання відбуваються найбільш повно. Вміст водню і неметалевих включень зменшується у 2-3 рази. Вміст азоту забезпечується на рівні 0,0025-0,0030%.

Іншою перевагою процесу є скорочення часу перебування ста-

лі в розливному ковші. Це зменшує необхідний ступінь перегрівання металу у сталеплавильному агрегаті.

Устаткування системи досить просте і не вимагає великих капітальних затрат.

### 8.8. Нагрівання сталі у ковші при атмосферному тиску

Компенсація теплових втрат, пов'язаних з позапічною обробкою сталі, може бути забезпечена за рахунок перегрівання металу в сталеплавильному агрегаті або спеціальним підігрівом на установці «ківш-піч» (за кордоном процес LF - «Ladle Furnace» - ківш-піч). Вважається, що підігрів металу на установці «ківш-піч» має переваги при необхідності перегріву металу на випуску на 70-75°C і більше.

Застосування установки «ківш-піч» в технологічному ланцюгу виробництва якісних марок сталі дозволяє зменшити теплове навантаження сталеплавильного агрегату і підвищити його продуктивність. При цьому помітно знижується знос вогнетривкої кладки конвертера або електропечі. Як правило, на установці «ківш-піч» не лише здійснюють підігрів, але й проводять доведення рідкої сталі, включаючи обробку шлаком. Одночасно стабілізується температура розливання сталі, підвищується точність попадання в заданий хімічний склад і ступінь засвоєння легуючих.

В процесі «ківш-піч» застосовують електродуговий підігрів металу при атмосферному тиску. Перемішування сталі ведеться продувкою аргоном, який подається через пористу вставку у днищі ковша (рис. 8.58) або через верхню заглибну фурму.

Порівняно із звичайними електродуговими печами потужність установок «піч-ківш» значно менша. Швидкість нагрівання металу - 2-6 град/хв.

У процесі важливим є здійснення реакцій між розплавленим металом і відновним шлаком в атмосфері з низьким кисневим потенціалом. Тому, з метою підтримки відновних умов, графітові електроди занурюють у шар шлаку відносно великої товщини (кількість шлаку складає 2-8% від маси сталі). На установці в процесі обробки передбачається введення феросплавів або кускових шлакоутворюючих матеріалів. Можливе вдування порошкоподібних реагентів. Під час роботи установки на ківш встановлюється водоохолоджувальне склепіння (кришка), через яке і проходять графітові електроди.

На початку нагрівання у ківш присаджують феросплави, потім додають шлакоутворюючі, доводячи товщину шлаку до необхідної для роботи із закритими дугами. Після утворення шлакового покриву, графік нагрівання звичайно передбачає підвищення електричної потужності і мінімальну тривалість доведення. Як уже наголошувалося, на стенді «ківш-піч», за рахунок підтримання низького кисневого потенціалу шлаку, регулювання його складу і примусового перемішування рідкої сталі здійснюють глибоку десульфуріацію металу.

Поширення одержують установки «ківш-піч», що працюють на постійному струмі. Електрична схема такої установки виконана на двоелектродному принципі.

Електричний ланцюг замикають робочий електрод (катод) і занурений нижче шлакового пояса витратний електрод (анод).

В якості анода можна використовувати блям (наприклад, розміром 200x200 мм) або

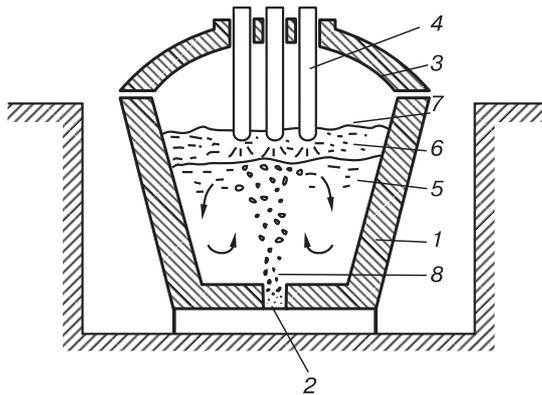


Рис. 8.58. Схема установки "ківш-піч": 1 - ківш; 2 - газопроникна мембрана; 3 - кришка ковша; 4 - графітові електроди; 5 - розплавлена сталь; 6 - основний шлак; 7 - відновлююча атмосфера; 8 - бульбашки аргону

графітовий електрод. Регулювання положення електродів проводиться автоматично. Глибина занурення в розплав анода 100 мм.

Порівняно з установками «ківш-піч» змінного струму на нових стендах збільшується швидкість нагрівання металу, знижуються витрати електродів, зменшується знос вогнетривів ковша. Значно менший загальний рівень шуму.

Завдяки симетричному, відносно робочого, розташуванню контактних електродів, занурених у шлак, дуга горить вертикально від катода до металевої ванни, що забезпечує рівномірний розподіл тепла порівняно з роботою ковша-пічі на змінному струмі. Крім того, існує можливість більш гнучкого контролю довжини дуги з меншим ризиком науглецьовування металу.

Як правило, використання установки «ківш-піч» характерне в киснево-конвертерних і електросталеплавильних цехах, де вимоги до якості сталі передбачають вакуумну обробку металу. Присадки легуючих матеріалів дозволяють регулювати хімічний склад сталі, а введення їх у відносно великій кількості забезпечується компенсацією теплових втрат на стенді «ківш-піч».

На ряді заводів застосовується нагрівання металу в ковші плазмовими пальниками (плазмотронами). Плазмовий нагрівач з одним чи кількома плазмовими пальниками встановлюється на футерованій кришці. Плазмове дуга запалюється за допомогою графітового електрода. Пальники розташовуються під кутом 60° до поверхні ванни. Потужність дуги легко варіюється в межах 1-5,5 МВт, що забезпечує нагрівання металу зі швидкістю до 3 град/хв. Середній час обробки на такій установці - до 40 хв. Необхідно відзначити, що плазмове нагрівання не чинить істотного впливу на хімічний склад сталі протягом усього періоду обробки.

Як уже наголошувалося, нагрівання сталі можна виконувати хімічним методом - шляхом спалювання алюмінію або кремнію газоподібним киснем, що вдувається через фурму.

## 8.9. Комплексні технології і критерії вибору позапічної обробки сталі

Широкомасштабне використання установок для позапічної обробки сталі, подальші розробки нових процесів і технологій створили для виробників досить складні умови вибору для своїх цілей найбільш придатної схеми вторинної обробки металу.

Разом з тим, очевидні критерії вибору дозволяють у великій мірі визначитись з необхідними технологіями і установками найбільш доцільної вторинної обробки сталі.

Перш за все, це металургійні критерії, пов'язані з температурними можливостями обробки, необхідністю дегазації, модифікації неметалевих включень, легування та ін.

Розглядаючи температурні аспекти технологічної схеми, передусім, визначаються з можливостями додаткового нагрівання сталі поза сталеплавильним агрегатом. Останнє дозволяє компенсувати теплові втрати при позапічній обробці при більш тривалому витримуванні сталі в ковші, крім того, знизити температуру металу на випуску із конвертерного агрегату.

Дегазація, як і знеуглецьовування металу з метою отримання сталі з особливо низьким вмістом вуглецю, передбачають, передусім, застосування вакуумної обробки. При цьому вибір установки вакуумування може бути пов'язаний не лише з металургійними параметрами.

Для десульфурзації металу слід, безперечно, мати на увазі виконання наступних умов: низький кисневий потенціал в металі і шлаку, основна футеровка, адекватна температура, забезпечення інтенсивного перемішування ванни.

Легування металу в процесах позапічної обробки дозволяє одержати точне попадання в заданий інтервал вмісту легуючого компонента в поєднанні з підвищенням ступеня засвоєння легуючої добавки.

В табл. 8.5 наведено засвоєння легуючих матеріалів при різних способах позапічної обробки. С урахуванням наведених даних, слід чекати підвищення виходу рідкої сталі при легуванні металу порошковим проводом при використанні установок «ківш-піч» і вакуумних. Наступним кроком можна розглядати розподіл технологій і установок вторинної металургії на ковшеві і конвертерного типу, а подальшим - на процеси при атмосферному або при зниженому тиску (під вакуумом).

Таблиця 8.5

**Засвоєння легуючих матеріалів при різних способах позапічної обробки, %**

	Засвоєння у ковші	Ківш-піч	Циркуляційне вакуумування	Інша вакуумна дегазація	Порошковий провід
C	60-80	75	97	85	100
Mn	80-85	92	100	95-98	100
Si	75-95	90	95	95	100
Cr	90-95	90-95	100	95-98	100
Ti	60	60	75	65	90
B	70	70	90	90	80
Nb	75	75	95	95	
Al					90-100

Ковшова обробка передбачає наявність необхідного вільного простору ковша. Таблиця 8.6 ілюструє мінімальний вільний простір, необхідний для різних процесів позапічної обробки у ковші.

Якщо необхідний вільний простір не забезпечується, ніяка ковшева обробка не проводиться, а як альтернативу розглядають більш дорогі конвертерні процеси або, наприклад, циркуляційне вакуумування сталі.

Збільшення вільного борту ковша можна досягати скороченням маси плавки, нарощуванням висоти ковша. Безумовно, виходом з положення є установка нових ковшів більшої ємності зі зміненою конструкцією.

Таблиця 8.6

**Мінімальний вільний борт ковша при різних способах позапічної обробки**

Процеси	Мінімальний вільний борт (мм)
Циркуляційне вакуумування	50
Ківш-піч	300
Вакуумна дегазація	500
VAD	500
VOD	1000
Підігрів дугою з перемішуванням	300-500

У всіх випадках позапічної обробки необхідно передбачати перемішування металу. Частіше останнє забезпечується продувкою інертним газом через пористу вставку або верхню заглибну продувну фурму, рідше - електромагнітним перемішуванням.

При вирішенні практичних задач, у кожному конкретному випадку вибір способу позапічної обробки визначається вимогами до якості і властивостей сталі, особливостями технологічного устаткування, умовами розливання.

При цьому складні задачі вторинної обробки можуть вирішуватись у двох напрямках:

- на основі модульної системи, при якій окремі операції здійснюються на різному устаткуванні в процесі послідовного транспортування до них ковша з оброблюваним металом;

- на основі універсальної системи, що поєднує кілька видів позапічної обробки в нерухомому ковші; при цьому пристрої позапічної обробки можуть поперемінно транспортуватися до ковша з оброблюваним металом або об'єднуватись в один агрегат, що дозволить одночасно здійснювати кілька видів обробки.

Основна перевага першої системи полягає в тому, що можуть використовуватись не всі модулі, які входять у систему, а лише ті, які необхідні для досягнення потрібного результату.

Перевагою універсальної системи є можливість значного скорочення загальної тривалості позапічної обробки. С цією ж метою і при модульній системі широко використовують поєднання операцій, необхідних для вирішення конкретних практичних задач.

Досить повний комплекс засобів позапічного рафінування використовується в киснево-конвертерному цеху № 2 заводу фірми «Ніппон кокан» у Фукуямі в універсальному процесі NK-AP (Nippon Kokan Arc Process - процес із дуговим нагріванням фірми «Ніппон кокан»).

Основою комплексу є багатфункціональна установка «ківш-піч», що дозволяє гнучко використовувати різноманітні прийоми, в залежності від вимог до сталі, що виплавляється.

Варіант рафінування, впроваджений у конвертерному цеху, передбачає обробку плавок масою 120-265 т у ковші внутрішнім діаметром 3940 мм з нагріванням електричною дугою. Ківш накривають водоохолоджуваною кришкою, через яку пропущено три електроди діаметром 367 мм. Потужність трансформатора - 40 МВ.А, напруга на вторинній обмотці 335-535 В. Температура металу усереднюється в обсязі ковша шляхом перемішування газом, що вдувається зверху (інтенсивність - 0,4-0,8 м<sup>3</sup>/хв.). Для введення легуючих і флюсів є дев'ять (шість і три відповідно) бункерів із системами дозаторів і жолобів. Феросплави вводять в нейтральній атмосфері, для чого через водоохолоджувану кришку у ківш подають аргон.

Через склепіння проходять дві занурювані фурми - вертикальна для перемішування металу аргоном або азотом в процесі нагрівання і похила - для вдування десульфуратора (силікокальцію) у струмені аргону. Шлак можна повністю або частково скачувати і відновлювати для підвищення ступеня засвоєння легуючих і отримання ультранизького вмісту фосфору. Шлак видаляється вакуумним відсмоктуючим пристроєм. Керування нагріванням автоматизоване і здійснюється залежно від температури металу і добавок легуючих.

Схема установки наведена на рис. 8.59.

Послідовність і набір операцій можуть змінюватися в широких межах залежно від вимог, що пред'являються до сталі, яка виплавляється (табл. 8.7).

Тривалість обробки залежить від застосовуваних операцій: тривалість підігріву і легування - менше 30 хв., десульфуратії - менше 50 хв., дефосфорації - 15 хв.

Типові приклади виробництва сталі з ультранизьким вмістом сірки методами NK-AP і звичайним з десульфуратією наведені на рис 8.60. Сталь, що піддається NK-AP-обробці, випускають з конвертера з температурою, на 78°C нижчою, ніж звичайна, в процесі випуску у ківш присаджують випалене вапно (2-5 кг/т) і синтетичний шлак. Після видалення

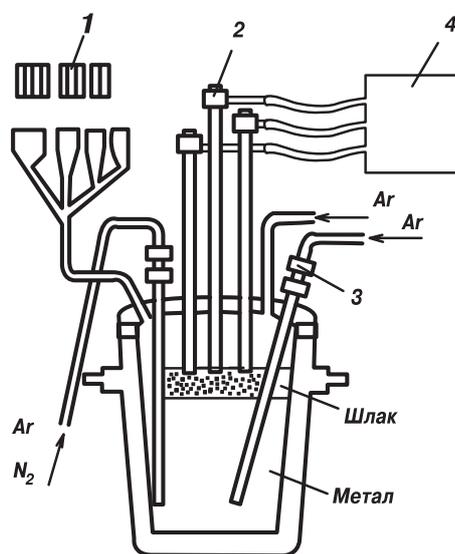


Рис. 8.59. Схема установки NK-AP:

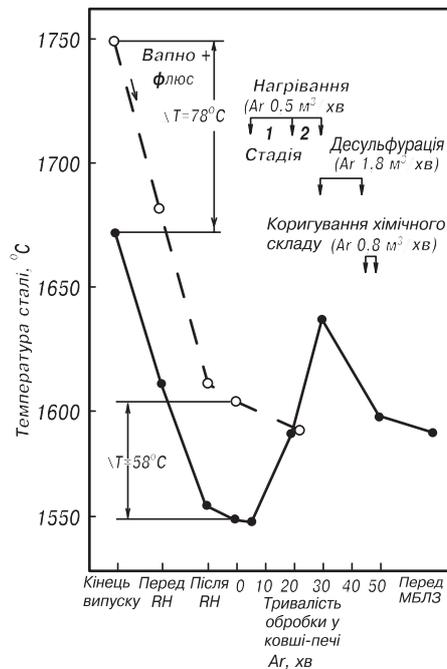
- 1 - бункери для легуючих і флюсів;
- 2 - електроди; 3 - фурма для інжекції порошків; 4 - трансформатор

Таблиця 8.7

Варіанти рафінування сталі

Характеристика сталі	Варіант обробки	Послідовність операцій позапічної обробки від випуску з конвертера до розливання на МБЛЗ	Тривалість обробки, хв.
З низьким вмістом водню	1	Нагрівання, вакуумування	15 - 30
З дуже низьким вмістом сірки (для трубопроводів, по яких транспортується газ з високим вмістом H <sub>2</sub> )	2	Вакуумування, нагрівання і десульфурація	Не більше 50
Низьковуглецева розкислена алюмінієм з вузькими межами хімічного складу	3	Скачування шлаку, нагрівання і легування	Не більше 30
З дуже низьким вмістом сірки і фосфору, яка задовольняє особливим вимогам по ударній в'язкості при негативній температурі	4	Дефосфорація до 0,002 - 0,003% і нагрівання, вакуумування, повторне нагрівання, десульфурація до 0,001%	60 - 70%

Рис. 8.60. Технологічна схема процесу НК-АР і зміна температури сталі (пунктирна лінія - без нагрівання у ковші; суцільна лінія - з нагріванням)



водню і розкислення на циркуляційному вакууматорі сталь передають на установку ковшового підігріву. Обробка включає нагрівання, десульфурацію і точне легування. Нагрівання здійснюють заглибленою у шлак дугою при вторинній напрузі 385-435 В і струмі 40-50 кА. При нагріванні для перемішування металу додають аргон у кількості 0,4-0,6 м<sup>3</sup>/хв. Під час десульфурації інтенсивно перемішують шлак і метал шляхом вдування 1,8-2 м<sup>3</sup>/хв. аргону через спеціальну Т-подібну фурму, відмінну від фурми, яка подає газ при нагріванні. Інтенсивне вдування аргону продовжується 15 хв.

В процесі легування кількість аргону, що вдувається, зменшують до 0,8 м<sup>3</sup>/хв.; феросплави вводять на вільну від шлаку поверхню металу. Після введення феросплавів для запобігання насичення сталі азотом і підвищення засвоєння легуючих через водоохолоджувачу фурму вдувають аргон в кількості 1 м<sup>3</sup>/хв.

При використанні НК-АР-обробки температура металу, що випускається з конвертера, може бути на 70-80°C нижча, ніж при обробці на циркуляційному вакууматорі з подальшою десульфурацією. Швидкість нагрівання в ковшевій печі - в межах 3,5-4,5°C/хв, що забезпечує досягнення необхідних температур металу за порівняно короткий час.

## 8.10. Якість і призначення конвертерних сталей

Якість сталі досягається в результаті зниження вмісту газів, сірки і фосфору, домішок кольорових металів, неметалевих включень, легування, керування структурою і властивостями металу шляхом мікролегування, модифікації, термічної і термодинамічної обробки.

У звичайній киснево-конвертерній сталі (без вживання спеціальних заходів) шкідливих домішок (S, P, N, H, неметалевих включень) міститься дещо менше, ніж у мартенівській.

Комплекс позадоменна обробка чавуну - конвертер - позапічна обробка сталі - безперервна розливка з органічним зв'язком між цими переділами відкриває в плані підвищення якості сталі можливості, яких немає ні в мартенівському, ні в електропічному виробництві. Саме в сучасних конвертерних цехах стала реальною промисловою виплавка сталі із сумарним вмістом водню, азоту, фосфору, сірки не більш як 0,005%.

Розглянемо можливості конвертерних процесів при виробництві сталі з низьким і наднизьким вмістом елементів і шкідливих домішок, що є на сьогодні найбільш актуальним.

**Вуглець.** Низьковуглецеві сталі є масовим видом металопродукції. Хороші показники пластичності, зварюваності, відносна простота виготовлення і низька вартість зумовили використання цих сталей як одного з основних конструкційних матеріалів. Низьковуглецеві сталі широко використовуються як електротехнічні і корозійностійкі матеріали.

При комбінованій або донній продувці після рафінування, яке завершується при вмісті вуглецю 0,03-0,04%, виконується операція донного перемішування, під час якої вміст вуглецю знижується на 0,01-0,02%. Одержувані результати дають підставу відмовитися, в ряді випадків, від вакуумування.

При виробництві сталей із вмістом вуглецю менш ніж 0,02% широко застосовується технологія, що поєднує перевагу конвертера з комбінованою продувкою із подальшою обробкою сталі на вакуумних установках.

**Сірка і фосфор.** Негативний вплив цих домішок на властивості сталі загальновідомий: сірка різко знижує пластичність металу при високих температурах (явище червоноламокості), а також пластичність готової прокатної сталі і спричинює розшарування через ліквідацію сульфідів; фосфор збільшує крихкість металу, особливо при низьких температурах (явище холодноламокості).

Існує ряд альтернативних варіантів досягнення одного й того ж низького вмісту сірки в сталі: десульфурація чавуну і сталі різними способами, використання низькосірчистого брук-

ту, удосконалення технології доменної та конвертерної плавки. Усі ці способи можуть бути застосовані як окремо, так і в різних поєднаннях.

Критеріями добору раціонального варіанту є отримувані результати і рівень витрат. Найекономічнішою є десульфурація сталі. Найнижчий вміст сірки в металі досягається при поєднанні позапічної десульфурації чавуну і сталі, найдорожчий захід для зниження вмісту сірки у сталі - зміна технології доменної плавки.

При отриманні низькофосфористих сталей також є багато альтернативних шляхів досягнення заданого вмісту фосфору - дефосфорація чавуну і сталі, застосування спеціальних заходів у процесі конвертерної плавки. Мінімум витрат забезпечується при отриманні порівняно низького вмісту фосфору в сталі за рахунок технології конвертерної плавки, максимум - при селективному доборі низькофосфористих залізних руд. Дефосфорація чавуну і сталі за витратами займає проміжне положення.

Рефосфорація на плавках без відсікання шлаку становить 0,002-0,030%, тому необхідна умова забезпечення низького вмісту фосфору в готовій сталі - відсікання конвертерного шлаку при випуску металу в сталерозливний ківш.

Друга умова - обмеження вмісту фосфору у феросплавах. Проте для отримання низькофосфористих сплавів необхідні значні затрати, і цей шлях не може бути реалізований при масовому виробництві низькофосфористих сталей, що зумовлює потребу розвитку позапічної дефосфорації сталі.

**Азот.** Підвищення [N] призводить до зниження відносного видовження, підвищення міцності і текучості, зменшення магнітної проникності, електропровідності й електрозварюваності. Усе це зумовлено випаданням нітридів із твердого розчину в результаті зменшення розчинності азоту при низьких температурах. Кількість нітридів, що виділились, збільшується в процесі роботи виробів, що спричинює старіння (безперервне погіршення пластичних властивостей, збільшення крихкості і твердості сталі). Отже, підвищений вміст азоту в металі істотно погіршує його якість (за винятком деяких легованих сталей, які потребують підвищеного вмісту азоту).

Основними джерелами азоту в конвертерній сталі є чавун, металобрухт, вапно, кисневе дуття і повітря, феросплави, паливо, науглецьовувачі. Неминуче приводять до збільшення вмісту [N] додувки, оскільки при повалці відновлюється атмосфера в конвертері. При випуску з нього металу, позапічній обробці і безперервному розливанні азот також може переходити у сталь з атмосфери. При вакуумуванні ж азот виводиться в надто невеликій кількості, оскільки сірка і кисень, що знаходяться на поверхні металу, блокують азот; лише при досить низькому вмісту [S] можливе помітне виведення азоту. Надходження азоту із цих джерел слід різко зменшувати.

**Водень.** Підвищення [H] зменшує межу міцності та ударну в'язкість, значно знижує відносні звуження і подовження зразків сталі. Водень також сприяє створенню флокенів.

Вміст водню в киснево-конвертерній сталі приблизно вдвічі менший, ніж у мартенівської і нижчий за критичні значення  $[H]=2,5 \cdot 10^{-4} \%$ , при яких починає проявлятися його негативний вплив на якість сталі.

Джерелами водню в киснево-конвертерній сталі є рідкий чавун, вміст водню в ньому становить  $(3-7) \cdot 10^{-4} \%$ , іржа брухту, волога вапна, волога кисню, що вдувається у ванну, і атмосферне повітря, яке підсмоктується в порожнину конвертера.

Найбільший приріст [H] спостерігається при випуску сталі; при цьому водень може надходити із феросплавів, науглецьовувачів, вологи футеровки сталерозливного ковша, твердих шлакових сумішей.

Розчинність водню в металі в ділянці первинної реакційної зони суттєва. За розрахунками В.І. Явойського, якщо вміст вологи в дутті становить 1%,  $T = 2000 \text{ K}$  і  $[O] = 0,05\%$ , то  $[H]_{\text{рівн.г}} \sim 13 \cdot 10^{-4} \%$ .

У процесі продувки швидкість виведення водню з металу бульбашками CO велика, рівність двох потоків (поглинання і виведення водню) встановлюється при [H], що істотно

менший за  $[H]_{\text{рівн.г}}$ . Стабільним є  $[H] = (1-3) \cdot 10^{-4}\%$  і зменшується зі зростанням інтенсивності продувки і швидкості окислювання вуглецю.

Дієвими способами зменшення  $[H]$  у киснево-конвертерній сталі є підвищення інтенсивності продувки; зниження вологості дуття; застосування свіжого вапна з незначним вмістом води; застосування чистого брухту з незначною кількістю іржі; захист поверхні металу під час випуску і розливання від дії атмосфери; вакуумна обробка рідкої сталі.

**Кисень і неметалеві включення.** На якість сталі впливають склад, характер (визначаються режимом розкислення) і кількість неметалевих включень, яка залежить від вмісту в металі наприкінці продувки розчинених кисню і сірки, а також суспендованих неметалевих часток. Зі збільшенням кількості останніх знижуються пластичність і ударна в'язкість металу, особливо в зразках, перпендикулярних до напрямку прокатки. Ступінь цього впливу залежить від форми і характеру розташування включень. Якість металу особливо погіршується за наявності в ньому гострокутних та рядкових неметалевих часток.

У процесі продувки джерелами надходження в метал оксидних включень є частки, які вносяться чавуном і скрапом; продукти руйнування футеровки; конденсовані продукти реакцій окислення домішок чавуну ( $\text{SiO}_2$ ,  $\text{MnO}$ ,  $\text{FeO}$ ); емульговані в металі частки шлаку (в результаті механічного перемішування шлаку з металом струменем кисню і бульбашками  $\text{CO}$ ). Одночасно із забрудненням металу відбувається протилежний процес - очищення сталі від включень в результаті асиміляції швидкопливаючими великими краплями шлаку зважених у ванні дрібних часток («промивання» металу шлаком) і флотуючої дії бульбашок  $\text{CO}$  («прилипання» часток до бульбашок).

Дослідження показали, що підвищення інтенсивності продувки до  $5-6 \text{ м}^3/\text{т}\cdot\text{хв}$  не впливає на збільшення забрудненості сталі оксидними включеннями. Можна вважати вірогідним, що загальний вміст оксидних включень у готовій киснево-конвертерній і мартенівській сталях практично однаковий.

**Домішки кольорових металів.** Наявність у сталі домішок міді, нікелю, олова, хрому, свинцю, миш'яку, цинку та інших зумовлює підвищення міцнісних властивостей і зниження пластичності готової сталі, що особливо небажано при виробництві низьковуглецевих холоднокатаних листів (погіршується штампованість). Основним їх джерелом у сталі є амортизаційний брухт, хоча ці домішки присутні в невеликій кількості і в оборотному брухті. Тому, коли необхідно зменшити вміст цих домішок, слід або обмежувати вміст брухту в шихті, або відбирати з амортизаційного брухту механізми і вузли з великим вмістом домішок (електромотори, підшипники, запірну арматуру, апарати хімічної промисловості та ін.). Ефект відсортуння підвищується при попередньому подрібненні брухту.

Вивести домішки кольорових металів із рідкої сталі можна шляхом вакуумування, обробки сульфатними або сульфідними шлаками і кальцієм, але економічних процесів для зниження вмісту кольорових металів поки що не розроблено.

Конвертерна сталь значно чистіша від домішок кольорових металів, ніж мартенівська і, особливо, електропічна внаслідок незначної частки брухту в шихті плавки.

У цілому показники якості киснево-конвертерної сталі не нижчі, ніж мартенівської, а в ряді випадків навіть вищі. У наш час в кисневих конвертерах освоєно випуск усіх марок сталі, які раніше виплавлялися в мартенівських печах, і багатьох марок сталі, що вироблялися лише в електрпечах.

Високі показники якості киснево-конвертерної сталі зумовлюють широкий асортимент виробів із неї. До них (крім звичайних рядових) належать усі види листів із киплячої та спокійної сталі, електродна катанка, телеграфний і канатний дріт, сутунка, труби, рейки та інші вироби. Освоєно виробництво широкого асортименту сталей, легованих марганцем, кремнієм, ванадієм, ніобієм, бором, молібденом і хромом, найрізноманітнішого призначення для магістральних нафто- і газопроводів, для судно- і авіабудування, хімічної промисловості, котлобудування; ресорно-пружинні, електротехнічні і трансформаторні кремністі сталі, шарикопідшипникові.

### 8.11. Виробництво легованих сталей

Успіхи в розширенні сортаменту легованих сталей, вироблюваних в конвертерах, обумовлені застосуванням для розкислювання підготовлених феросплавів (комплексних, прожарених, екзотермічних, рідких), швидким розвитком різних процесів ковшової металургії (застосування твердих шлакових сумішей, обробка сталі у ковші нейтральними газами, порошками, рідкими синтетичними шлаками, підігрів і вакуумування), застосуванням методів глибокої десульфурації і дефосфорації чавуну.

Як правило, при виробництві легованої сталі в конвертері одержують зневуглицьований напівпродукт, який потім рафінують і доводять у ковші за хімічним складом і температурою. При необхідності, в конвертері проводять технологічні прийоми по видаленню фосфору і сірки. В більшості випадків при виплавці легованої сталі з високими службовими властивостями (підвищена міцність, холодностійкість і т. д.) використовується заздалегідь знесірчений чавун.

Широко застосовуються різні способи попередження попадання конвертерного шлаку у ківш при випуску в поєднанні з покриттям дзеркала металу у ковші теплоізолюючими матеріалами.

При використанні комплексних і екзотермічних феросплавів знижуються угар легуючих елементів і теплові втрати при легуванні. При розкисленні комплексними феросплавами і лігатурами зменшується забрудненість сталі неметалевими включеннями. Знижена температура розчинення комплексних феросплавів (1275-1450°C) сприяє рівномірному розподілу легуючих (особливо хрому) в об'ємі металу. Наприклад, засвоєння основних легуючих елементів при використанні комплексних сплавів ФХМнСА500 і ФХМС (40,5% Cr; 30% Mn; 10,8% Si; 5,17% C) для легування хромистої конструкційної сталі у ковші вище, ніж при легуванні звичайними феросплавами.

При виплавці в конвертерах сталі 10Г2БД випробувані комплексні лігатури типу Fe-Al-Nb (29,1% Nb; 18,3% Al; 3,54% P) і Fe-Si-Nb (15,8% Nb; 32,1% Si; 0,1% P); угар ніобію складає всього 5-9%.

Розроблені лігатури Al-Si-Nb; Al-Si-V; Si-Ba; Si-Ca-Ba; Ca-Al-Si і способи легування ними при виплавці високоміцної холодностійкої сталі.

Рідкі феросплави кращі, ніж кускові, оскільки при їх використанні знижується температура металу в конвертері, рівномірніше розподіляються легуючі елементи в об'ємі сталі і зменшується їх угар. Нижче наведені дані про вміст неметалевих включень у сталі 23Г2А, які показують перевагу рідкої лігатури (РЛ) перед твердими феросплавами (ТФ):

Вміст неметалевих включень, %:	РЛ	ТФ
Оксиди	4,01	3,85
Силікати	0,31	1,10
Сульфіди	0,29	0,65
Нітриди титану	0,72	1,62
Разом	5,34	7,22

Рідкі лігатури, наприклад, які містять близько 45% Cr і 18% Mn, доцільно застосовувати при виплавці хромистих і хромомарганцевистих сталей.

Продувка аргоном у ковші в поєднанні з відсіченням шлаку дозволила практично повністю перенести у ківш операції по розкисленню і легуванню (навіть при відносно великій кількості феросплавів) і використовувати їх у твердому вигляді. З твердими феросплавами при продувці аргоном, наприклад, виплавляють сталі типу 14ХГ2Н, 17Г2АФ, 25Г2С, 25ГС. Виключається нерівномірність у розподілі марганцю, температура металу на випуску знижується на 20-40°C, в 1,5-2 рази зменшуються коливання вмісту оксидних включень і кисню в плавках сталі однієї марки.

При виплавці низьколегованої сталі для зварювального дроту (типу 08Г2С, 08Г2СЦ, 09Г2СЦ) феросплави - спочатку феросиліцій, потім силікомарганець і феросилікоцирконій присаджують у кусках розміром до 50 мм, алюміній - в чушках масою 3-4 кг. За час зливання металу з конвертера феросплави у ковші повністю розчиняються. Обов'язковим елементом технології є продувка аргоном у ковші протягом 5-7 хв., що забезпечує стабільне застосування елементів (93-98% Mn, 88-96% Si, 23-30% Zr) і практично рівномірний їх розподіл в об'ємі металу. Ступінь неоднорідності сталі за хімічним складом, розрахований як відношення різниці між максимальним і мінімальним вмістом елемента в сталі в процесі розливання до середнього його вмісту, складає по марганцю 3,9%, по кремнію - 3,3%. Температура металу в процесі продувки аргоном знижується на 2,5-3°C/хв.

Рідкі синтетичні шлаки знижують концентрацію сірки в готовій сталі і відповідно вміст неметалевих включень. Обробка такими шлаками в комплексі з застосуванням знесірченого чавуну, модифікованого кальцієм, дозволяє одержувати сталь з низьким вмістом сірки, істотно підвищує механічні властивості низьколегованих сталей типу 10ХСНД, 09Г2, 15ГБ. Корозійна стійкість цих сталей зростає в 1,5 раза по коефіцієнту впливу середовища. Значно поліпшуються експлуатаційні характеристики виробів, призначених для роботи в агресивних середовищах і при низьких температурах.

Застосування синтетичного шлаку при виробництві сталі 17Г2АФ сприяє підвищенню ударної в'язкості від 67,6 до 96,5 Дж/см<sup>2</sup>, тобто на 30%; модифікація цієї сталі в ковші РЗМ в кількості 2-3 кг/т забезпечує підвищення ударної в'язкості до 104 Дж/см<sup>2</sup>, що пов'язано головним чином з різким зниженням кількості сульфідних включень і переведенням їх у глобулярну форму.

Складнолеговані конструкційні сталі з високими механічними і службовими властивостями (підвищеною холодостійкістю, високою міцністю, стійкістю в агресивних середовищах, мінімальною анізотропією) виробляють за комплексною технологією, що поєднує використання знесірченого чавуну, рідких феросплавів, різних способів позапічної обробки, які включають коригування хімічного складу до заданих вузьких меж, мікролегування рідкими лужноземельними, рідкісноземельними та іншими елементами, глибоке рафінування від шкідливих домішок і модифікацію неметалевих включень. В залежності від вимог, що пред'являються до властивостей металу, вказані елементи технології застосовуються в тому чи іншому поєднанні. Найбільш повно вони використовуються при виробництві сталі для магістральних газопроводів у північному виконанні (типу 09Г2ФБ) або для ємкостей, що працюють при високому тиску (типу 15ХГНМФТ).

При виплавці таких сталей з метою стабілізації окисленості металу і шлаку при низькому вмісті вуглецю перед випуском визначають оптимальне співвідношення чавуну і брухту в шихті, виконують технологічні прийоми, що забезпечують максимально можливе видалення сірки і фосфору в конвертері, а також виключають необхідність коригувань (додувок) плавки в конвертері як за складом, так і температурою.

При виробництві сталі 09Г2ФБ, як правило, використовують знесірчений магнієм чавун. Щоб одержати вміст сірки в сталі на випуску 0,014-0,025%, чавун обробляють до вмісту сірки 0,010-0,020% і застосовують оборотний брухт. Більш глибока десульфурація чавуну (до 0,003-0,005%S), ретельне видалення шлаку із чавуновозних і заливних ковшів, застосування низькосірчистої прокатної обрізі сприяють подальшому зниженню концентрації сірки в сталі перед зливанням із конвертера.

Обов'язковим елементом технології є відсікання конвертерного шлаку.

Рафінування металу в ковші здійснюють рідким вапняно-глиноземистим синтетичним шлаком в кількості 45-46 кг/т або твердими шлаковими сумішами (ТШС), в яких співвідношення вапна і плавикового шпату складає (3-4):1, в кількості 10-12 кг/т. В останньому випадку необхідне додаткове нагрівання металу на 9-10°C. Рідкий синтетичний шлак заливають у ківш за 2-4 хв. до випуску металу з конвертера, ТШС присаджують під струмінь металу в процесі випуску, після заповнення ковша приблизно на 1/3.

Тверді феросплави застосовують у прожареному вигляді (марганцевмісні у ряді випадків використовують в рідкому вигляді), алюміній - в кусках масою 12-16 кг. При роботі з синтетичним шлаком феросплави і алюміній присаджують під струмінь металу рівномірно в процесі випуску плавки, починаючи після наповнення ковша на 1/5 висоти і закінчуючи після наповнення на 1/2-2/3 висоти. Приблизно 20% алюмінію від загальної його кількості додають на синтетичний шлак перед випуском плавки.

При застосуванні ТШС алюміній в кількості 0,4-0,6 кг/т також присаджують на початку випуску плавки, решту його кількості та інші феросплави - після ТШС. У ківш присаджують стандартну наважку феросплавів, виходячи з отримання в металі вмісту елементів на нижній границі.

Фероніобій вводять у ківш на аргоновій установці. Протягом 5-7 хв. через заглибну фурму здійснюють усереднюючу продувку аргоном, яку поєднують із вдуванням порошкоподібного силікокальцію фракцією 0-2 мм (оптимальний розмір частинок порошку - не більше 0,4 мм), вимірюють температуру і відбирають пробу металу. Температура сталі при вдуванні силікокальцію знижується в середньому на 3°C/хв. В сталі, обробленій порошкоподібним силікокальцієм, вміст азоту і водню знаходиться приблизно на такому ж рівні, як і в звичайній сталі.

При використанні рідкого синтетичного шлаку (45-46 кг/т сталі) температура сталі від випуску з конвертера до закінчення усереднюючої продувки в ковші знижується на 75°C, а при роботі з ТШС (10-12 кг/т) - на 85°C.

В разі необхідності метал охолоджують зануренням у ківш слябу. За результатами експрес-аналізу склад сталі коригують, продуваючи метал аргоном протягом не менше 5 хв.

Витрати аргону, в залежності від маси плавки, підтримують на рівні 40-70 м<sup>3</sup>/хв. Ступінь засвоєння елементів при введенні феросплавів і алюмінію на установках доведення плавки у ківш наступний: марганець - 95 %, алюміній вторинний - 45%, алюміній у вигляді катанки - 90%, кремній - 90%, ніобій - 97%, титан - 80%.

Наведена вище технологія дозволяє одержувати сталь з 0,004-0,006% S, з глобулярними неметалевими включеннями.

Економно легована теплостійка сталь 15ХГНМФТ призначена для виготовлення емкостей високого тиску, працюючих при температурі до 560°C. При виплавці цієї сталі в конвертерах нікель і феромолібден присаджують у завалку, перед заливанням чавуну. При випуску металу в сталерозливний ківш здійснюють відсічення шлаку. За 5-10 хв. до випуску сталі з конвертера в сталерозливний ківш заливають рідкий вапняно-глиноземистий шлак (43-48 кг/т). Для підвищення хімічної однорідності металу в обсязі ковша за вмістом марганцю і збільшення запасу температури для розплавлення решти феросплавів використовують рідкий феромарганець (10-12 кг/т). Присадку феросплавів (силікомарганцю, ферохрому, ферованадію, феротитану) починають після заповнення ковша на 1/4 висоти і закінчують при наповненні його на 1/2. Алюміній у вигляді кусків в кількості 20% загальних витрат присаджують перед початком випуску металу з конвертера, а решту - в процесі випуску. В метал вдувають порошок силікокальцію (фракція - менше 1,6 мм, витрати - 1,34 кг/т) в струмені аргону через футеровану фурму, занурену в метал на 2,9 м, протягом 8 хв.; концентрація порошку в газі складає 40 кг/м<sup>3</sup> аргону. Після 2 хв. продувки у ківш присаджують силікоцирконій СиЦр-40 у вигляді кусків фракції 10-50 мм (1,9 кг/т), а потім РЗМ марки СЦеМіш (0,95 кг/т).

Вміст сірки в результаті обробки синтетичним шлаком знижується з 0,018 до 0,008%, а при продувці порошком силікокальцію і присадках РЗМ і цирконію - до 0,003-0,005%. Вміст кальцію складає в середньому 0,0035%, цирконію - 0,03% (його засвоєння в середньому 63%). У сталі міститься в середньому 0,008% N і 0,004% O. Така технологія забезпечує наступні властивості металу гарячокатаної смуги товщиною 5 мм при температурах 20 і 450°C: тимчасовий опір відповідно 780-790 і 650-670 МПа, межа текучості - 610-660 і 560- 570 МПа, відносне подовження - 17,5-18,5 і 17,5-19,0%.

При обробці сталі рідким синтетичним шлаком або ТШС застосовують ковші з високоглиноземистою (мулітокорундовою або набивний із мулітової маси, що містить 65%  $Al_2O_3$  і 30%  $SiO_2$ ) або основною футеровкою; при такій футеровці ступінь видалення сірки значно вищий, ніж при шамотній.

Зниження температури металу за час позапічної обробки в ковшах з глиноземистою футеровкою описується рівнянням множинної регресії, °С;

$$\Delta t = 0,393t_1 - 0,039t_2 - 565,5 (r = 0,628), \quad (8.37)$$

де  $t_1$  - температура сталі на випуску;  $t_2$  - температура футеровки сталерозливного ковша.

Зв аналогічними технологічними схемами, або близькими до них, виплавляють цілий ряд сталей відповідального призначення: 10Г2ФБ, 09Г2С, 09Г2СФ, 06Г2НАФБ, 08ГСЮФ, 08Г2МБФ, 13ГС, 12Г2АФБ, 17Г2АФ, 16Г2САФ, 17Г1СЦ, 30ХН2МФ та ін.

Навуглецювач у ківш присаджують, при необхідності, перед феросплавами, при наповненні ковша приблизно на 1/5 висоти. У ряді випадків для поліпшення перемішування металу і феросплавів, а також для поліпшення десульфурації в процесі зливання плавки сталевоз із ковшем здійснює зворотно-поступальний рух.

При роботі з рідкими лігатурами або феросплавами їх зливають у ківш на синтетичний шлак перед випуском сталі з конвертера. При малих витратах ТШС (менше 5 кг/т) або синтетичного шлаку для утеплення металу присаджують гранульований доменний шлак або зливають 2-3 т конвертерного шлаку.

В Японії для забезпечення високої чистоти легової сталі спеціального призначення від шкідливих домішок технологічний процес розподіляють на ряд операцій: знекремнювання чавуну на жолобі доменної печі або в чавуновозному ковші шляхом вдування прокатної окалини і руди, видалення шлаку, дефосфорацію і десульфурацію шляхом інжекції флюсів на основі вапна (або соди) з подальшим видаленням шлаку, продувка в конвертері, обробка вакуумом.

Вміст фосфору в чавуні доводять до 0,010%, кремнію - до 0,10%, сірки - до 0,003%. В конвертері видаляють вуглець, при позапічній обробці - водень, кисень, додатково сірку і вуглець, у ряді випадків - і фосфор. При розподілі операцій з'являється можливість вибору оптимальних умов для їх здійснення. В даний час близько 95% сталі одержують із чавуну з низьким вмістом фосфору.

В тих випадках, коли необхідно одержати в сталі низькі концентрації кисню, оксидних включень, як, наприклад, при виплавці підшипникової сталі, застосовують обробку сталі синтетичними шлакоутворюючими матеріалами і вакуумування.

Збільшення технологічних можливостей сталеплавильного виробництва досягається поєднанням вакуумування із вдуванням порошкоподібних матеріалів. У суміщеному процесі забезпечується високий рівень десульфурації (до 80%) і дефосфорації, істотно поліпшуються видалення неметалевих включень і водню, а також зневуглецювання. Така технологія застосовується японськими фірмами при виробництві сталі для магістральних газопроводів. Відразу після початку вакуумування в якості розкислювача додають алюміній, вдувають десульфуруючий флюс (40% плавикового шпату і 60% вапна). Для зниження вмісту сірки з 0,0027-0,0037 до 0,0005%, вводять флюс в кількості 4-5 кг/т. В процесі інжекції здійснюють доведення по хімічному складу.

Широкі можливості у виборі технологічних варіантів при виробництві спеціальних і легованих сталей в конвертерах надають агрегати комплексної обробки сталі типу піч-ківш, які працюють, в основному, у поєднанні з вакууматором.

Один із варіантів технології виробництва конструкційної підшипникової сталі, що містить в середньому 1,0% С, 0,25% Si, 0,32% Mn, 0,006% P, 0,003% S, 1,43% Cr, 0,016% Al, 0,0006% O<sub>2</sub>, 0,001% Ti, передбачає виплавку в конвертері сталі із заздалегідь рафінованого від сірки і фосфору чавуну, переливання сталі з ковша у ківш для повного відділення шлаку і обробку на установці ASEA-SKF. В результаті розподілу функцій між агрегатами, що входять у комплекс, одержують сталь з малим вмістом сульфідів, а вакуумування і захист струменя при безперервному розливанні обумовлюють низьку концентрацію кисню.

Технологія NK-AP, розглянута в підрозділі 8.10, вважається однією з кращих при виробництві високоякісних низьколегованих сталей різноманітного призначення, зокрема для магістральних трубопроводів для транспортування високосірчистого газу, для труб нафтового сортаменту, конструкцій, що експлуатуються у відкритому морі, ємкостей, працюючих під тиском, криогенної техніки.

У ряді випадків при виробництві високоякісної сталі, наприклад, для газопровідних труб, застосовують наступну технологію: конвертер - установка VAD-установка VOD. Тривалість обробки у VAD складає 1,0-2,5 год. Обробка складається з нагрівання, дегазації, десульфурації, коригування складу і температури. Нагрівання, при якому вводять шлакоутворюючі і легуючі матеріали, здійснюється при залишковому тиску 27 кПа, дегазація - при 67 Па. При такому ж тиску наводять шлак (60-64% CaO; 23-31% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 8-12% SiO<sub>2</sub>) в кількості 20-28 кг/т. Витрати аргону складають 100 л/хв. Рівень десульфурації перевищує 80%, вміст сірки в сталі знаходиться на рівні 0,001%.

При необхідності дефосфорації, ківш передають на установку VOD. При використанні шлаків системи CaO-FeO-SiO<sub>2</sub>, співвідношенні CaO/RO<sub>заг</sub>+MnO) = 1 і температурі 1600°C ступінь дефосфорації складає понад 70%, додаткове введення флюориту в шлак збільшує його до 90%. Вміст фосфору знижується до 0,001% .

Останнім часом активно ведуться пошуки матеріалів, які могли б бути використані замість дорогих феросплавів, і технологічних варіантів, що дозволять здійснити таку заміну.

Ефективне використання ванадієвого конвертерного шлаку (ВКШ), який містить 9,5% V, для легування ванадієм. Так, при виплавці сталі 08ГСЮФ у 350-тонних конвертерах у ківш на початку випуску металу замість ферованадію присаджували ВКШ в кількості 6-8 кг/т і кусковий алюміній (до 1 кг/т). В процесі випуску відбувалося повне розчинення ВКШ, в сталі досягався вміст ванадію 0,02-0,08%, ступінь його засвоєння складав 63-88%. Така технологія дозволяє економити ферованадію в кількості 1,1 кг/т, однак вимагає збільшення витрат чавуну на 3 кг/т і алюмінію для розкислювання на 1 кг/т. В цих же конвертерах при виплавці фосфористої електротехнічної сталі замість ферофосфору використовували апатитовий концентрат (50-54% CaO; 36-40% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>; 0,5-1,5% SiO<sub>2</sub>; 2-3% F), витрати якого склали 2 т на плавку. Для забезпечення заданого вмісту фосфору необхідне збільшення витрат алюмінію на 1 кг/т і феросиліцію - на 0,3 кг/т на відновлення фосфору з апатиту.

В Японії, де частка брукхту в металошихті не перевищує 7-10%, практикується виплавка марганцевистих і хромистих сталей з присадкою в конвертер комбінованої продувки відповідних рудних матеріалів. Так, при введенні в конвертер 10-30 кг/т марганцевої руди, використовуючи чавун із вмістом марганцю 0,18%, одержують перед випуском метал, що містить близько 0,8% Mn. Для підвищення рівня засвоєння марганцю до 95% у відновний період (тобто після переключення донного дуття на нейтральний газ) присаджують феросиліцій в кількості 3-4 кг/т. Витрати тепла на нагрівання і відновлення марганцевої руди складають 5% загальних витрат.

Дослідження, проведені в 10-тонному конвертері з комбінованою продувкою, показали доцільність використання хромової руди при виплавці високохромистої сталі.

Руду (5,8- 8,9 кг/т чавуну) присаджують разом з коксом, вапном, кварцовим піском після досягнення температури металу 1600°C. При правильному виборі режимів перемішування ванни, завантаження хромової руди, температурного перебігу плавки вміст у шлаку  $Cr_{\text{заг}}$  складає менше 1%. Хромова руда перешкоджає окисленню хрому з металу у шлак в процесі окислювальної продувки і створює умови для переходу його в метал у відновний період. Присадка руди в кількості 20-28 кг/т збільшує наскрізний ступінь використання хрому на 4% і знижує угар на 2,0-2,2%.

Конвертерний шлак, що утворився при виплавці високомарганцевистих сталей, використовують при обробці металу на установці НК-АР на заводі у Фукуямі (Японія). При вдуванні гранульованого алюмінію вміст марганцю у сталі підвищується в середньому на 0,2%. Відновлення марганцю відбувається за 10-15 хв, рівень відновлення складає 82%. Витрати феросплавів скорочуються на 7%, зменшуються витрати електроенергії, зі складу шлакоутворюючих матеріалів виключається вапно.

## 9. КЕРУВАННЯ КОНВЕРТЕРНИМ ПРОЦЕСОМ

Сучасний киснево-конвертерний цех оснащений контрольно-вимірювальними приладами (КВП), розміщеними на різних виробничих ділянках, локальними системами автоматизації, обчислювальним комплексом. Керування технологічним процесом припускає створення статичних і динамічних алгоритмів, результати розрахунків по яких можуть бути використані як у режимі поради оператору, так і для автоматичного керування процесом.

### 9.1. Контроль процесу

Для шихтових матеріалів конвертерної плавки здійснюються наступні види контролю:

- чавун: визначення маси (разом з доменним чи міксерним шлаком, що потрапив у ківш), хімічного складу (вміст Si, Mn, P, S і C), температури;
- металобрухт: маса (за кордоном відомі спроби визначення хімічного складу);
- вапно: маса, епізодичне визначення хімічного складу;
- інші неметалеві шихтові матеріали: те ж саме.

Продувка контролюється за наступними параметрами:

- витрати дуття;
- вміст кисню в дутті;
- тиск дуття на підведенні до конвертера;
- положення фурми щодо рівня ванни (контролюється епізодично, відомі спроби безперервного динамічного контролю);
- тривалість продувки;
- час присадки шихтових матеріалів по тракту сипучих матеріалів.

Продукти плавки контролюються за параметрами:

- сталь: вміст у металі C, Mn, P, S, температура, маса в процесі розливання;
- шлак: основність і вміст оксидів заліза - періодично, іноді на кожній плавці;
- гази, що відходять: вміст CO<sub>2</sub>, CO, H<sub>2</sub>, O<sub>2</sub>, витрати на димососі.

Існує значна кількість контрольно-вимірювальних приладів для систем газоочистки, охолодження окремих елементів конвертера, механізмів конвертера.

Окремо функціонує комплекс вимірювальних приладів машини безперервного розливання сталі.

В операторській конвертера розміщені КВП технологічних процесів, а також енергетичних параметрів систем охолодження елементів конвертера і газоочистки.

На пульті керування оператора розташовані всі задавачі тих параметрів, якими керує оператор: витрати кисню, положення фурми, витрати шихтових, сипучих матеріалів, що подаються по тракту, а також керуючі тумблери повороту конвертера, підведення фурми, відкриття і закриття затворів на тракті сипучих матеріалів та інші.

Конвертерний процес відбувається в агрегаті закритого типу, що ускладнює його контроль для оператора, якому необхідно знати в процесі продувки вміст вуглецю, сірки і фосфору, а також температуру ванни для того, щоб приймати рішення по коригуванню перебігу продувки і закінчити її з необхідними результатами. Тому з появою конвертерних процесів, спочатку донного повітряного, а потім верхнього і донного кисневого дуття, йшли пошуки прямих і непрямих методів динамічного контролю перебігу продувки.

Для контролю температури конвертерної ванни були випробувані наступні методи:

- вимірювання температури газів, що відходять, з припущенням, що вона близька до температури ванни;
- вимірювання радіаційним пірометром температури зони вдування інертного газу у ванну через сопло у днищі чи стінці конвертера;

- безперервне вимірювання температури ванни термопарою, захищеною наконечниками з високостійких вогнетривів, встановленою в бічній стінці конвертера, та ін.

Перші два, як побічні, давали надто значні відхилення від фактичної температури, щоб ними користуватися, а безперервне вимірювання температур не забезпечувалося стійкістю наконечників.

Останнім часом для вимірювання температури конвертерної ванни використовують волоконну оптику.

Для контролю швидкості вигорання вуглецю і з її використанням поточної концентрації вуглецю виконувалися вимірювання:

- складу газів, що відходять;
- радіації факела;
- температури води, що охолоджує нижню частину газоходу (кесон) та інші.

Із цих методів деяке поширення одержав лише перший, який дає змогу досить точно контролювати кількість окисленого вуглецю. Однак неточність визначення вихідного вмісту вуглецю через невідомий його вміст у металобрухті, неконтрольованого окислювання вуглецю чавуну при зливанні його в конвертер із-за залишків конвертерного шлаку, що містить оксиди заліза, окислини та іржі на металобрухті, не дозволяють використовувати метод для прогнозування вмісту вуглецю в конвертерній ванні з необхідною точністю.

Однак метод контролю складу газів, що відходять, дає можливість стежити за швидкістю вигорання вуглецю (рис. 2.29) і, тим самим, за перерозподілом кисню між окислюванням домішок і шлаком. Це дозволяє оператору шляхом зміни інтенсивності продувки і положення фурми забезпечувати нормальний перебіг процесу без викидів спіненої шлакометалевої емульсії і виносів металу.

Побічні методи динамічного контролю вмісту сірки і фосфору в металі невідомі.

Широкого поширення набули методи контролю ступеня спінення шлакометалевої емульсії по вимірюванню шуму продувки на високій частоті 400-1200 Гц, а також вібрації конвертера і фурми. На початку продувки шлак неспінений і рівень шуму високий (1) (рис. 2.30). Потім, у міру збільшення швидкості вигорання вуглецю, в тому числі у шлакометалевій емульсії, і спінення шлаку, його рівень піднімається до сопел фурми і затоплює їх. Це викликає зменшення інтенсивності шуму N (2) на високій частоті, що створюють, в основному, кисневі струмені. У подальшому, якщо шлак перестає пінитись і згортається, шум на високій частоті знову посилюється (3), що дозволяє вжити заходів по нормалізації процесу шлакоутворення і рівень шуму падає (4).

Метод акустичного контролю одержав широке поширення в конвертерних цехах європейських країн і деяких цехах США і Японії, однак він не вирішує головних задач контролю конвертерного процесу: складу і температури ванни.

Відомі випадки широких випробувань і тривалого використання методу безперервного контролю положення фурми щодо конвертерної ванни, оснований на випромінюванні радіохвиль, прийомі сигналу, що відбивається від ванни, і визначенні різниці у часі з перерахуванням на відстань ванни від випромінювача і, відповідно, фурми.

Найбільш вдало питання епізодичного контролю вмісту вуглецю в конвертерній ванні і її температури вирішує використання допоміжної водоохолоджуючої фурми (зонда) з датчиком одноразового використання, що при зануренні у ванну вимірює її температуру і температуру ліквідус затвердіваючої проби металу з перерахуванням останньої на вміст вуглецю. Датчик автоматично замінюється, що дозволяє здійснити необхідну кількість вимірів. Цей метод одержав повсюдне поширення завдяки високій надійності і точності виміру. По суті, це головний метод динамічного контролю конвертерного процесу протягом останніх десятиліть.

Для вимірювання активності кисню у сталі використовуються датчики зі стабілізованого двоокису цирконію, які вводяться у ванну після закінчення чи в процесі продувки за допомогою допоміжної фурми (зонда).

Зондова установка також застосовується для визначення рівня спіненої шлакометалевої емульсії, забезпечуючи прямий кількісний вимір на відміну від акустичного методу, що дозволяє вчасно вживати заходів по запобіганню викидів чи згортання шлаку. Також зондова установка дозволяє відбирати пробу металу в будь-який момент продувки з наступним визначенням у ній вмісту марганцю і фосфору.

Використання зондової установки припускає вибір представницької точки в конвертерній ванні для введення в неї датчика. Склад і температура металу в цій точці повинні відповідати середнім у конвертерній ванні. Існують різні підходи до проведення заміру: зупинка продувки і витримування протягом 1/2 хв. для одержання представницького заміру і заміру без зупинки продувки з попереднім емпіричним визначенням представницької точки.

Звичайно зонд вводиться перший раз за 2-3 хв. до кінця продувки з датчиком, який забезпечує добір проби, вимірювання температури і визначення вмісту вуглецю, а друге вимірювання проводиться відразу після закінчення продувки з датчиком для вимірювання температури, вмісту вуглецю й окисленості металу.

## 9.2. Статичне керування

Статичне керування припускає використання зведень про початкові умови конвертерної плавки і визначення таких параметрів, як необхідні на плавку в цілому маси чавуну, металобрухту, вапна, залізної руди, плавикового шпату та інших шихтових матеріалів. У деяких випадках по початкових умовах визначається програма дуттєвого режиму, що припускає певну зміну в часі витрат кисню і нейтрального газу, а також положення фурми.

Вибір маси металошихти (чавуну і брухту) ґрунтується на вирішенні двох задач: одержанні заданої маси сталі і її температури після продувки. При безперервному розливанні одержання визначеної маси сталі не обов'язкове, тому що вся вона буде розлита без залишку. При розливанні сталі у виливниці необхідне беззалишкове розливання, що виключає недоливки зливків, які є втратами металу. У цьому випадку використовується зважування ковша з рідкою сталлю на кранових вагах і сталь перерозподіляється між виливницями, якщо це припустимо, щоб виключити недоливки. Вирішенню цієї задачі сприяє стабільність маси одержуваної в конвертері сталі.

Кожен із видів металошихти містить певну масу домішок, які не ввійдуть до маси рідкої сталі. У чавуну це близько 6-7% елементів, що окислюються (C, Si, Mn, P та ін.), і доменний чи міксерний шлак. У брухті - елементи, що окислюються (C, Si, Mn та ін.), яких, в залежності від марки сталі, з якої був брухт, може бути від кількох десятих відсотка до кількох відсотків, а також неметалеві забруднення брухту (іржа, окалина, емалі, пластмаси, інші матеріали).

До маси отриманої сталі ввійде маса заліза, відновленого з його оксидів, що входять до складу іржі, окалини, залізної руди.

Таким чином, у кожного з матеріалів існує свій коефіцієнт  $K_i$ , що характеризує ту частину матеріалу, яка ввійде до маси сталі

$$M_{ст} = K_{чав} M_{чав} + K_{брх} M_{брх} + K_{руд} M_{руд} + \dots \quad (9.1)$$

Для залізної руди  $K_{руд}$  визначається шляхом аналізу партії залізної руди, що надійшла в конвертерний цех (КЦ). До складу чавуну входять як контрольовані втрати (окислювані домішки), так і неконтрольована маса доменного чи міксерного шлаку.

Величину  $K_{брх}$  можна визначити емпірично як постійну для даних умов роботи чи окремо на кожній плавці шляхом експертної оцінки її в залежності від виду металобрухту.

Це, в першу чергу, можливо для оборотного брукхту, якщо відомо, що даний профіль прокату виробляється з певної марки чи групи марок сталі.

Розрахунок маси вапна, присадженого на плавку в цілому для одержання необхідного складу кінцевого шлаку, може виконуватися з застосуванням еталонної плавки, що існує в кожній групі марок сталі, яка виплавляється в цеху: низько-, середньо-, високовуглецеві звичайної якості, конструкційні низьколеговані і т.д. При розрахунку враховується зміна умов проведення даної плавки в порівнянні з еталонною

$$M_{\text{ван}} = M_{\text{ван}}^* (B / B^*) \frac{60M_{\text{чав}} Si_{\text{чав}} / 28 + \langle SiO_2 \rangle_{\text{руд}} M_{\text{руд}}}{60M_{\text{чав}}^* Si_{\text{чав}}^* / 28 \langle SiO_2 \rangle_{\text{руд}} M_{\text{руд}}^*}, \quad (9.2)$$

де знаком «\*» відзначена еталонна плавка;  $B$  — основність кінцевого шлаку;  $\langle SiO_2 \rangle_{\text{руд}}$  — вміст кремнезему в залізній руді.

Добавки залізної руди чи вапняку використовують для коригування температурного режиму у зв'язку з тим, що добавки металобрукхту зважуються за кілька годин до їх використання і не підлягають коригуванню по масі. Маса ж рідкого чавуну, незалежно від його температури і хімічного складу, наливається у заливний ківш для одержання заданої маси сталі відповідно до рівняння (9.1).

В цих умовах з підготовлених наважок брукхту вибирається та, котра найбільш близька до одержання необхідного теплового балансу на плавці при наявному складі чавуну, але без дефіциту тепла, який доведеться покривати шляхом додаткового окислювання заліза, втрачаючи вихід придатної рідкої сталі.

Оцінка охолоджувальної здатності залізної руди і вапняку може виконуватися шляхом термохімічних розрахунків за табличними значеннями теплових ефектів відновлення оксидів заліза, кДж/кг

$$\Delta H_{\text{руд}} = (5141 \langle Fe_2O_3 \rangle_{\text{руд}} + 3678 \langle Fe \rangle_{\text{руд}}) / 100 \quad (9.3)$$

і дисоціації вуглекислого кальцію вапняку, кДж/кг

$$\Delta H_{\text{ван}} = 1798 \langle CaCO_3 \rangle_{\text{ван}} / 100. \quad (9.4.)$$

Можлива також емпірична оцінка їх на дослідних плавках, що дає значну розбіжність у результатах і для залізної руди складає 3000-7300 кДж/кг, а для вапняку — 1160-1420 кДж/кг.

Відомі також спроби здійснити їх експертну оцінку шляхом опитування операторів щодо охолоджувальної здатності брукхту, при цьому охолоджувальний ефект руди і вапняку відповідно оцінюється в межах 4610 і 1380 кДж/кг.

Більш стабільні величини  $\Delta H_{\text{ван}}$  пояснюються як значним наближенням до стандартного складу вапняку, так і відсутністю впливу на дисоціацію вуглекислого кальцію умов проведення процесу.

У той же час залізна руда не тільки відрізняється зміною співвідношення вмістів оксидів заліза різної валентності, що значно змінює тепловий ефект їх відновлення (див. (9.3)), але й, в залежності від умов перебігу конвертерного процесу, може мати різний рівень відновлення.

У випадку, якщо термодинамічно можлива концентрація оксидів заліза у шлаку перевищує фактичну, оксиди заліза присадженої порції залізної руди можуть після розплавлення частково залишитися у шлаку, відновлення цієї частини порції не відбудеться і тепловий ефект добавки значно зміниться.

Широко використовуються статичні системи розрахунку об'єму кисню, який необхідно продути для одержання заданого вмісту вуглецю. У тих випадках, коли продувка здійснюється

із зупинкою на заданому вмісті вуглецю, програми дуттєвого режиму, що включають зміну витрат кисню і положення фурми в процесі продувки (рис. 2.31), складаються шляхом досліджень і передбачають забезпечення заданої зміни складу шлаку і його властивостей, запобігання ускладненню процесу викидами шлаку і виносом металу. Оскільки в кожному конвертерному цеху існують свої конструкції наконечників фурм із визначеною кількістю сопел, їх розмірами і кутом нахилу до вертикальної осі, такі програми не можуть бути адекватно перенесені в інші умови і може бути використаний лише принцип їх розробки.

Звичайно кожна програма складена для групи марок сталі, у межах якої перебіг продувки повинен бути приблизно однаковий. У даному цеху кількість таких програм може досягати 10 і перед плавкою ЕОМ обирає програму-еталон, яка може бути реалізована в автоматичному режимі.

У тому випадку, якщо початкові умови в цеху значно змінюються, програму може обрати сам оператор і здійснювати її в ручному режимі керування, що дозволяє вживати необхідних заходів у нестандартних ситуаціях, які не були передбачені при розробці програми.

У цеху можуть працювати статичні системи бухгалтерського обліку витрат і запасів усіх матеріалів і розрахунку собівартості виплавленої сталі по часових інтервалах (рік, квартал, місяць, тиждень, доба, зміна) і окремих бригадах. Така система не лише дає адміністрації цеху оперативну інформацію про стан справ, але й дозволяє керувати трудовими колективами, заохочуючи ті з них, які мають кращі показники.

### 9.3. Динамічне керування

На відміну від статичного динамічне керування припускає контролювати відгук конвертерної системи на виробничі дії і враховувати її в наступних діях. Таким чином, динамічна система припускає індивідуалізацію керування не тільки стосовно кожної плавки в цілому, як статична система, але й в окремі періоди кожної плавки, тобто практично безперервно в процесі її.

Якщо стандартна програма дуттєвого режиму припускає зміну витрат кисню у визначені моменти продувки і на визначену величину, то динамічна система робить чи рекомендує робити ці зміни в залежності від перебігу продувки, і їх може не бути взагалі.

Дуттєвий режим конвертерного процесу, обумовлений витратами кисню і положенням фурми, повинен забезпечувати доцільний перерозподіл кисню між окислюванням домішок і конвертерним шлаком, з одержанням у ньому певної концентрації оксидів заліза, які забезпечують необхідну його консистенцію, але не допускають викидів.

При оснащенні конвертера системою аналізу газів, що відходять, на  $\text{CO}_2$ ,  $\text{CO}$ ,  $\text{H}_2$  і  $\text{O}_2$  кожні 2-5 с система опитує газоаналізатор і розраховує кількість вилученого вуглецю. Для визначення кількості газів у якості трасера використовується  $\text{Ar}$ , що міститься в кількості 0,3-0,5 % у кисні і, відповідно, знаходиться в газах, що відходять, у кількості, яка залежить від їх витрат.

У початковий період продувки по вмісту  $\text{Si}$  і  $\text{Mn}$  в чавуні розраховується кількість витраченого на їх окислення кисню, а також фактичні витрати кисню на окислювання вуглецю відповідно до даних системи визначення складу газів, що відходять. Різницю між киснем, що вдувається, і цими витратами складає кисень, що перейшов у шлак у вигляді оксидів заліза.

$$M_{\text{O}_2}^{\text{Fe}} = M_{\text{O}_2}^{\text{dym}} - M_{\text{O}_2}^{\text{Si}} - M_{\text{O}_2}^{\text{Mn}} - M_{\text{O}_2}^{\text{C}}, \quad (9.5)$$

де  $M_{\text{O}_2}^{\text{dym}}$  — маса кисню, що надійшла із дуттям.

Після початкового періоду приріст маси оксидів заліза у шлаку визначається по різниці

$$\Delta M_{O_2}^{Fe} = M_{O_2}^{dym} - \Delta M_{O_2}^C . \quad (9.6)$$

Кількість шлаку в кожен даний момент продувки розраховується як маса продуктів окислювання Si, Mn, Fe, маса неметалевої частини шихти, що переходить у шлак, головним чином із вапна, а також забруднення металошихти у вигляді доменного і міксерного шлаку, неметалевих матеріалів у брухті  $\Sigma M_{забр}$

$$M_{шл} = 0,01M_{чав} (60Si_{чав} / 28 + 71Mn_{чав} / 55) + M_{FeO} + \Sigma M_{забр} , \quad (9.7)$$

По відношенню  $100 M_{FeO} / M_{шл}$  визначають вміст у шлаку FeO.

Таким чином, оператор безперервно одержує інформацію про окисленість шлаку, що дозволяє впливати на неї зміною дуттєвого режиму, а також оцінювати вміст марганцю і фосфору в сталі по заздалегідь відомих залежностях їх концентрацій від окисленості шлаку, які розраховуються ЕОМ і виводяться на дисплей оператора.

Можливе динамічне керування дуттєвим режимом з використанням радарної техніки, що працює на частоті 18-26,5 ГГц, для визначення як рівня конвертерної ванни, так і рівня спінювання конвертерного шлаку з точністю близько 4 см. Дослідним шляхом визначається той рівень шлаку  $h_{шл}$ , при якому виникають викиди (рис. 2.32), і при досягненні його фурму опускають для їх запобігання.

При комбінованій продувці, з використанням донної продувки інертним газом (Ar чи N<sub>2</sub>), зміна його витрат використовується у всіх динамічних системах для запобігання викидів.

Використання допоміжної фурми (зондової установки) дозволяє здійснювати динамічне керування на заключній стадії продувки.

#### 9.4. Системи автоматизації

В усіх конвертерних цехах працюють системи автоматичної подачі, зважування і додавання, за командою оператора, неметалевих шихтових матеріалів.

Відомі автоматичні системи, що включають зондове вимірювання з визначенням вмісту вуглецю і температури ванни, а також вимірювання прискорення руху фурми для контролю процесу шлакоутворення, що працюють в Японії.

У ФРН і Великобританії автоматичні системи включають зондове вимірювання і вимірювання рівня шуму.

Такі системи можуть працювати в суто автоматичному режимі, коли оператор лише стежить за показаннями приладів і втручається в процес при нестандартних ситуаціях, переходячи на ручне керування.

Алгоритми, по яких функціонують такі системи, є know-how розробників і не публікуються. Передбачається, що, у зв'язку зі зниженням інтелектуального рівня операторів, автоматичне керування є виходом із положення.

Порівняльний аналіз, проведений в різних країнах, показує, що одержання необхідних результатів забезпечується при:

- ручному керуванні в 30-50% випадків;
- статичних системах — 50-70%;
- динамічних системах — 80-85%;
- автоматичному керуванні — 90-95%.

Черговим етапом удосконалення керування конвертерним процесом є його оптимізація, при якій, на думку фахівців IRSID (Франція), витрати на створення системи перевершать вигоди від її використання.

## 10. БУДОВА КОНВЕРТЕРА

### 10.1. Параметри агрегатів

Основною характеристикою конвертера є його садка  $T$ , що дорівнює сумі мас металевих шихтових матеріалів, чавуну і брухту.

Маса рідкої сталі дорівнює

$$M_{cm} = TY_{cm} / 100, \quad (10.1)$$

де  $Y_{cm}$  - вихід придатної рідкої сталі, що складає для різних конвертерних процесів 85-92%.

Маса придатних зливків дорівнює

$$M_{zt} = TY_{zt} / 100, \quad (10.2)$$

де  $Y_{zt}$  - вихід придатних зливків, що становить 84-91 %, що нижче, ніж  $Y_{cm}$  через втрати металу на розливі.

Садка промислових конвертерів складає 10-50 т для бесемерівського, 11-80 т - для томасівського, 1-3 т - для малобесемерівського, 15-380 т - для кисневого з верхнім і 30-250 т - з донним дуттям конвертерних процесів.

Звичайно в процесі роботи конвертерного цеху садка конвертерів поступово збільшується на 15-50%.

Кількість конвертерів у цеху найчастіше складає від 2 до 4, з яких 1-2 можуть перебувати в ремонті чи в резерві.

У ряді конвертерних цехів корпус конвертера виконується зйомним і перефутеровка його здійснюється на окремому стенді, що дає змогу зробити число працюючих конвертерів відповідним числу робочих місць і зменшити габарити цеху. Оскільки перенесення корпусу потребує кранів значної вантажопідйомності, садка таких конвертерів обмежується 50-160 т.

Оскільки збільшення садки конвертерів вимагає створення допоміжного обладнання відповідної потужності, що ускладнює роботу машинобудування, в останні 20 років збільшення садки конвертерів не відбувається.

Показники роботи конвертерів різними процесами наведені в табл. 10.1, де  $i_{O_2}$  - питома інтенсивність введення кисню, м<sup>3</sup>/т·хв.;  $v_{O_2}$  - питома витрати кисню, м<sup>3</sup>/т.

Таблиця 10.1

Показники роботи конвертерів

Процес	$i_{O_2}$ , м <sup>3</sup> /т·хв	$\tau_{\text{прод.}}$ , хв	$v_{O_2}$ , м <sup>3</sup> /т	$\tau_{\text{пл.}}$ , хв
Бесемерівський	4-6	12-15	60-70	20-25
Томасівський	4-6	12-20	65-75	25-40
Малобесемерівський	6-10	15-25	140-160	35-50
Верхня киснева продувка				
передільного чавуну	2-5	12-25	50-60	30-45
фосфористого чавуну	1,5-4	16-30	50-65	45-60
Донна киснева продувка	2,5-5	11-22	45-65	30-45

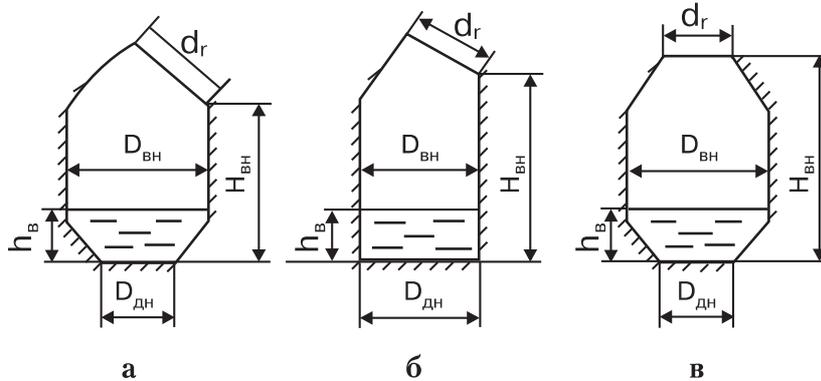


Рис. 10.1. Профілі конвертерів

Мінімальна тривалість плавки в бесемерівському і томасівському конвертерах пов'язана з низькою якістю сталі і, відповідно, мінімальними затратами часу на доведення її за складом і температурою.

На рис.10.1 представлені профілі конвертерів донного (а) і бічного (б) повітряного дуття, горловина яких розташована ексцентрично. У кисневих конвертерів верхнього і донного дуття (в) профіль симетричний.

Питомий об'єм конвертера, м<sup>3</sup>/т,

$$v = V / T , \quad (10.3)$$

де  $V$  - об'єм конвертера, повинен бути досить великим, щоб спінені метал і шлак не викидалися з конвертера.

Ця величина і відношення  $H_{вн} / D_{вн}$  є головними характеристиками конструкції конвертера (табл. 10.2). Чим більша кількість утвореного шлаку, витрат дуття і небезпека викидів, тим більший питомий об'єм конвертера.

Зміна параметрів конвертера по-різному впливає на його показники роботи. Зростання  $H_{вн}$  зменшує небезпеку викидів, але при даному  $v$  зменшує  $D_{вн}$  і, тим самим, збільшує швидкість зносу футеровки.

Збільшення  $D_{вн}$  зменшує швидкість зносу футеровки, але збільшує об'єм периферійних, погано промішуваних ділянок ванни.

Таблиця 10.2

## Параметри конструкції конвертерів

Процес	$v, \text{ м}^3 / \text{ т}$	$H_{вн} / D_{вн}$
Бесемерівський	1,1-1,4	1,3-1,6
Томасівський	1,3-1,7	1,6-2,4
Малобесемерівський	0,5-0,8	2,5-3,0
Верхня киснева продувка		
передільного чавуну	0,7-1,0	1,2-1,8
фосфористого чавуну	0,8-1,2	1,3-1,8
Донна киснева продувка	0,7-0,9	1,2-1,3

Зменшення  $d_r$  знижує втрати металу з викидами і виносом, але збільшує тривалість завалки брухту, а також швидкість конвертерних газів і ерозію ними футеровки горловини.

Головні параметри конвертера можуть бути визначені з позицій гідродинамічних процесів, що відбуваються при продувці металу.

Глибина конвертерної ванни при верхній продувці повинна бути більшою за глибину зони взаємодії кисневих струменів із нею

$$h_g > L_{\max}, \quad (10.4)$$

що попередить її пробій і знос днища.

Внутрішня висота конвертера від рівня ванни до горловини повинна бути більшою за висоту утворених сплесків

$$(H_{\text{вн}} - h_g) > h_s - L, \quad (10.5)$$

що зменшить втрати металу з виносом його крапель.

Внутрішній діаметр конвертера повинен бути більший від максимально можливого діаметра бульби, що утворюється при продувці, у тому числі при несприятливому збігу обставин і злитті бульб від різних зон взаємодії,

$$D_{\text{вн}} > D_{\text{бул}}^{\max}, \quad (10.6)$$

що перешкоджає викидам шлакометалевої емульсії.

Діаметр горловини конвертера необхідно вибирати з урахуванням розмірів совків для завантаження брухту. Кут нахилу конусної частини конвертера до горизонтальної площини не повинен бути меншим  $60^\circ$ , щоб забезпечити міцність її футеровки. Це при вибраному діаметрі горловини визначає висоту конусної частини

$$H_{\text{кон}} = (D_{\text{вн}} - d_z) \operatorname{tg} 60^\circ / 2 \quad (10.7)$$

За таким же принципом вибирається нахил нижньої конусної частини, що, при заданій садці і визначеній  $h_g$ , дозволяє розрахувати діаметр днища:

$$D_{\text{дн}} = 2(D_{\text{вн}} / 2 - h_g / \operatorname{tg} 60^\circ) \quad (10.8)$$

Товщина футеровки конвертера визначається як добуток відомої швидкості її зносу для обраного типу вогнетриву  $U_{\text{фут}}$ , мм/плавку на ту кількість плавок  $N$ , яку повинна проробити футеровка, щоб забезпечити ремонт інших конвертерів цеху

$$t_{\text{фут}} = U_{\text{фут}} N. \quad (10.9)$$

Висота циліндричної частини конвертера визначається як різниця

$$H_{\text{цил}} = H_{\text{вн}} - H_{\text{кон}} - h_g. \quad (10.10)$$

## 10.2. Устаткування

Конвертерний агрегат (рис.10.2) для найбільш розповсюдженого варіанта верхньої кисневої і комбінованої продувки складається із власне конвертера 1, опірного кільця 2, цапф 3, підшипників 4, станин 5 і механізму повороту 6. Зверху через горловину в конвер-

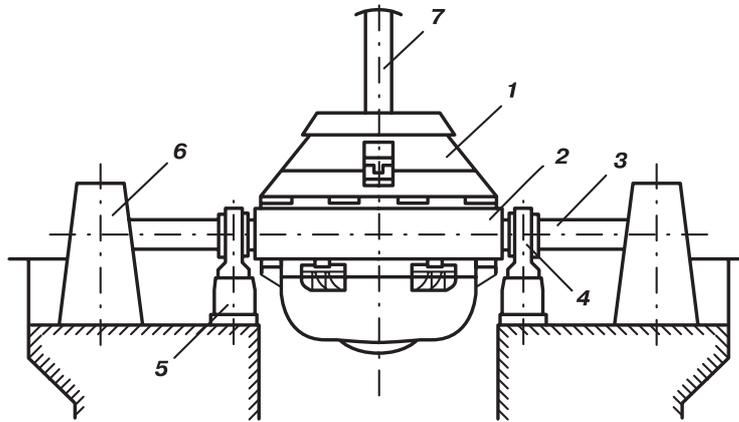


Рис 10.2. Конвертерний агрегат

тер вводиться киснева фурма 7. При комбінованій продувці знизу через фурми або вогнетривкі вставки вводиться інертний газ ( $Ar$  або  $N_2$ ).

При донній кисневій продувці дуття подається через концентрично розташовані труби: по внутрішній - кисень, по зазору - захисне середовище (газоподібні чи рідкі вуглеводні).

Кожух конвертера виконується звареним зі сталевих листів товщиною 15-100 мм. Він повинен витримувати напругу, що виникає в ньому під дією ваги футеровки масою до 1000 т при температурах нагрівання 200-300°C.

У горловині кожух піддається нагріванню випромінюванням від конвертерних газів і може мати потовщуючі його сталеві накладки або водоохолоджувану трубу по периметру горловини.

Корпус конвертера може виконуватись як одне ціле, з окремим днищем, рідше - окремою конусною частиною. При наявності окремих частин стара футеровка конвертера швидше охолоджується при примусовій вентиляції, легше вибивається за допомогою спеціальних механізмів, а нова швидше викладається, що скорочує тривалість ремонту.

Опірне кільце конвертера слугує для кріплення корпусу і забезпечення можливості його обертання на 360°. Воно виконується звареним зі сталевого листа товщиною 100-150 мм і має коробчастий переріз.

На рис.10.3 показані типи кріплення опірної кільця до корпусу конвертера.

У першому типі (рис.10.3, а) до кожуха 1 приварюється кільце 2, яке входить у паз кронштейна 3. Опірне кільце 4 затиснуте між шістьма парами кронштейнів 3 і приварених до кожуха кронштейнів 5, рівномірно розподілених по периметру кожуха. На опірному кільці 4 приварені полиці 6, що виключають можливість прокручування опірної кільця.

У другому типі (рис.10.3, б) до кожуха 9 приварюються верхній 2 і нижній 4 фланці з ребрами жорсткості 3 між ними. Між фланцем 4 і кронштейнами 8 знаходиться опірне кільце 7, яке за допомогою 8-10 болтів 5, що проходять через овальні прорізи у фланці 4 і опірному кільці 7, кріпиться до фланця 4. На кінці болтів 5 нагвинчуються гайки 6 через спеціальні вікна до зовнішньої стінки опірної кільця. У кронштейни 8 із двох боків впираються полиці, як на рис.10.3, а, що виключає прокручування опірної кільця.

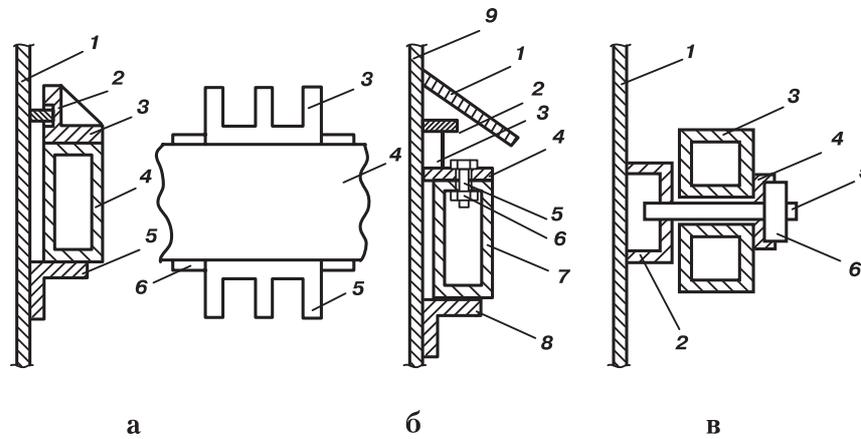


Рис. 10.3. Типи кріплення опорного кільця до корпусу конвертера

У третьому типі кріплення (рис.10.3, в) по периметру кожуха 1 приварюють 16 стаканів 2. Болт 5 своєю головкою 6 угвинчується у фланець 4, приварений на опорному кільці 3, і проходить через отвори в опорному кільці 3 і стакані 2.

Для зменшення впливу на опірне кільце викидів розплавлених металу і шлаку над ним встановлюють захисний козирок, приварений до кожуха. Для збільшення міцності на внутрішній поверхні опорного кільця приварюють ребра жорсткості.

Цапи виготовляють зі сталевих поковок. Через полиці цапи до корпусу конвертера підводяться трубопроводи для води, які охолоджують горловину, інертного газу, що продувається через днище, та ін.

Водяне чи повітряне охолодження цапи запобігає її деформації.

Цапи спираються на підшипники качання. Мазилом служить дисульфід молібдену. Підшипники спираються на зварені станини, фундамент яких ізольований від фундаменту будинку.

Для повороту конвертера використовують електромеханічний привід, що розміщується на робочому майданчику або робиться навісним.

Для конвертерів садкою понад 200 т привід виконується двостороннім.

Швидкість обертання конвертера становить  $(1,7...2,5) \cdot 10^{-2} \text{ с}^{-1}$  на завалці і  $1,7 \cdot 10^{-3} \text{ с}^{-1}$  - на зливанні металу.

Для продувки у конвертерах верхнього дуття використовують водоохолоджувану фурму (рис. 10.4). Кожен конвертер оснащений двома фурмами, які встановлюються на продувку за допомогою спеціальних візків. Швидкість підйому й опускання фурми 0,1-1,0 м/с.

Кисень підводиться в конвертерний цех по киснепроводу під тиском 1,6-2,0 МПа. Щоб запобігти загорянню трубопроводів, швидкість потоку кисню в них повинна не перевищувати 50 м/с. Від головного киснепроводу розводка здійснюється на кожен конвертер. Фурма з'єднується з киснепроводом через гофрований шланг із неіржавіючої сталі. Тиск кисню перед соплами 0,9-1,5 МПа.

Фурма складається із трьох концентричних суцільнотягнутих сталевих труб, по зазорах між якими циркулює вода під тиском 1,0-1,2 МПа з витратами 100-400 т/год.

Наконечник фурми виготовляється із міді високої чистоти, що забезпечує високий коефіцієнт теплопровідності і зменшення небезпеки прогару.

Кисень подається по центральній трубі і витікає через сопла Лавалю наконечника, а вода - по зазору між центральною і проміжною трубами. Відводиться вода по зовнішньому зазору. Перепад температури води на вході і виході не перевищує 20°C.

Для поліпшення охолодження наконечника в ньому встановлюють направляючі перегородки, які забезпечують омивання лобовини наконечника потоками зі швидкістю не менше 8 м/с.

Наконечники виготовляються суцільнолитими або звареними. Стійкість останніх дещо нижча. Звичайно стійкість наконечників залежить від інтенсивності охолодження і коливається в широких межах - від 50 до 1000 плавов.

Витрати кисню через сопло можуть бути визначені за виразом, м<sup>3</sup>/хв

$$q = 1,06 f_{кр} p_{поч}, \quad (10.11)$$

де  $f_{кр}$  - площа критичного перерізу сопла, см<sup>2</sup>;  $p_{поч}$  - тиск кисню перед соплом, атм.

Вихідний діаметр сопла Лавалю розраховується в залежності від коефіцієнта швидкості струменя за виразом

$$(d_{вих} / d_{кр})^2 = (1 / \lambda) [2 / (\kappa + 1) / [1 - (\kappa - 1) \lambda^2 / (\kappa + 1)]]^{1/(\kappa - 1)}, \quad (10.12)$$

де  $\kappa$  - адіабатична стала, що дорівнює для кисню 1,4.

Кут розкриття сопла  $\beta = 6 - 10^\circ$ . Діаметр вхідної ділянки

$$d_{вх} = 1,26 d_{кр}, \quad (10.13)$$

а її довжина

$$l_{вх} = 0,5 d_{кр}. \quad (10.14)$$

Якщо сопло розраховується на деякий діапазон витрат кисню  $q_{\min} - q_{\max}$ , то критичний діаметр повинен визначатися з умови забезпечення  $q_{\max}$ , а вихідний - при мінімальних витратах  $q_{\min}$  з тиском на виході не менше 1 атм.

Для продувки киснем знизу внутрішня мідна циліндрична труба повинна мати діаметр, що забезпечує необхідні витрати кисню, розраховані за (10.11), а зазор між нею і зовнішньою неіржавіючою трубою - площу перетину, достатню для проходження захисного середовища із заданими витратами.

Фурми розташовуються по площі днища конвертера на відстані  $l_{\phi}$  одна від одної, більшій, ніж розмір бульб, що утворюються,

$$l_{\phi} > D_{бул}, \quad (10.15)$$

що запобігає злиттю бульб.

З іншого боку, діаметр бульб повинен бути менший за глибину ванни

$$h_e > D_{бул} \quad (10.16)$$

для запобігання її пробую.

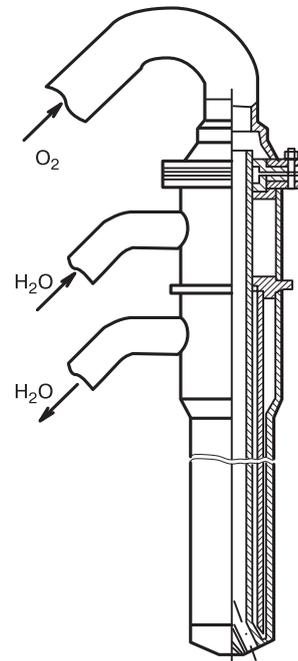


Рис. 10.4. Киснева фурма

Для подачі інертного газу через днище при комбінованій продувці використовуються вогнетривкі вставки перерізом до 200 x 200 мм із вертикальними отворами діаметром до 2 мм або відкритими порами, в які не затікає метал. Вогнетривкі вставки вміщуються у сталеві касети або використовуються без них. Вони розміщуються по площі днища конвертера рівномірно або в лінію. Інертний газ підводиться до них через порожнисту цапфу конвертера. Регулювання витрат газу по вставках здійснюється індивідуально і автоматично.

Зондовий пристрій являє собою водоохолоджувану трубу, на кінці якої знаходиться датчик, що вводиться в конвертер через вікно в кесоні паралельно до кисневої фурми. Хід зонда такий же, як і у кисневої фурми - до 20-25 м. Тривалість всієї операції по виміру складає 1-2 хв.

Для відсічення конвертерного шлаку при випуску металу у ківш використовують різні пристрої.

Один із них - литі сталеві кулі діаметром до 200 мм, вкриті вогнетривкою обмазкою з магнетитового порошку і шлаку ферохромного виробництва. Їх об'ємна густинність до 5 кг/л дозволяє їм плавати на межі метал ( $\rho_m = 7$  кг/л) і шлак ( $\rho_{шл} = 3$  кг/л) і затягуватись у воронку, що утворюється наприкінці випуску металу, перекриваючи випускний отвір і запобігаючи витіканню шлаку.

Використовуються стопорні пристрої з вогнетривкого матеріалу, які вводяться штангою в робочий простір конвертера, встановлюються над ванною по осі випускного отвору і на початку витікання шлаку, опускаючись, перекривають отвір.

Для цього ж слугують і шибєрні пристрої, ковзаюча плита яких у потрібний момент перекриває отвір.

Останнім часом певного поширення набуло пневматичне запирання отвору потоком азоту, що витікає із сопла під тиском 10-20 атм, при установці сопла проти випускного отвору, співосно з останнім.

### **10.3. Футеровка**

Футеровка кислих конвертерів являє собою набивку із кварцового піску на глині або динасову цеглу, що містить понад 95%  $\text{SiO}_2$  і має довжину 300-400 мм і товщину 120-150 мм. Товщина футеровки стін - до 300 мм, а днища - до 500 мм.

Фурми виготовляються із шамоту.

Футеровка основних конвертерів може бути виконана із цегли з різним вмістом оксидів кальцію і магнію (табл.10.3).

Оскільки розчинність оксиду магнію в основному конвертерному шлаку на порядок величини менша, ніж оксиду кальцію, то стійкість футеровки збільшується з підвищенням вмісту у вогнетриві оксиду магнію.

Для смолозв'язаних вогнетривів зменшення розмірів зерен доломіту до 5 мм і збільшення тиску пресування до 150 МПа підвищує якість вогнетривів.

Використання в якості зв'язуючого, замість смоли, кам'яновугільного пеку, який містить більше вуглецю, ніж смола, підвищує коксовий залишок до 5-5,5%. Для виготовлення вогнетриву використовується введення в шихту твердого вуглецю у вигляді сажі і графіту, що також підвищує шлакостійкість вогнетривів, тому що вуглецевмісні матеріали захищають вогнетрив від дії оксидів заліза шлаку.

Термообробка вогнетривів шляхом нагрівання до 500-600°C, витримання при цих температурах і охолодження разом з піччю сприяє рівномірному розподілу вуглецевого залишку і підвищенню його захисних властивостей.

Вогнетривкі матеріали виготовляються у вигляді цегли довжиною 300-360 мм і масою 10-15 кг. Набивку застосовують лише в окремих місцях футеровки для герметизації кладки і забезпечення вільного розширення цегли при нагріванні. Найчастіше цеглу укладають без розчину, засипаючи щілини між нею магнетитовим порошком. Через певні відстані між цеглинами встановлюють дерев'яні прокладки, які відіграють роль температурних швів.

Таблиця 10.3

## Склад і властивості основних вогнетривів

Вогнетрив	Склад, %				Щільність, г/см <sup>3</sup>		$\sigma_0$ , МПа/м <sup>2</sup>		Уявна пористість, %
	MgO	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	до випалюв.	після випалюв.	до випалюв.	після випалюв.	
Смолодоломітовий	30 - 40	50 - 56	1 - 4	1 - 5	2,7 - 3,2	2,6 - 2,8	12 - 37	12 - 18	11 - 29
Смолодоломіто-магнезитовий	46 - 54	30 - 52	1 - 6	1 - 5	2,7 - 3,2	2,5 - 2,9	9 - 18	9 - 51	12 - 20
Смоломагнезитодоломітовий	61 - 64	23 - 26	2 - 3	3 - 5	2,8 - 3,2	2,6 - 2,8	4 - 11	12 - 35	15 - 23
Магнезитовий	77 - 84	7 - 9	3 - 4	2 - 3	2,8 - 3,1	2,5 - 2,8	11 - 15	12 - 41	15 - 24
Периклазошпінелідний (10-13 % Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> )	68 - 72	-	-	-	-	2,9 - 3,1	-	43 - 61	19 - 23

По внутрішній поверхні кожуха укладають шар із листів азбесту товщиною 20-30 мм, що дозволяє футеровці вільно розширюватися і запобігає виникненню температурних напружень у кожусі. Далі йде арматурний шар із обпаленої хромомagneзитової чи магнезитової цегли товщиною 115-350 мм на розчині. Його зносу не допускають і він служить кілька кампаній.

Шар набивки смолодоломітової маси товщиною 50-150 мм захищає кожух від прогару рідким металом, якщо він проникає через шви робочого шару.

Робочий шар складається з 1-3 шарів цегли товщиною 230-380 мм кожний. У шоломовій частині конвертера, де футеровка зношується повільніше, робочий шар тонший на 100-150 мм.

Днище конвертера має арматурний і робочий шар загальною товщиною на 150-200 мм більшою, ніж кладка циліндричної частини конвертера. При об'ємному днищі він приєднується до корпусу за допомогою домкратного візка, а зазор між ними заповнюється смолодоломітовою масою.

Нову футеровку розігрівають коксом, що засипається в конвертер і спалюється в кисні, який подається через фурму, або пальником, що спалює природний газ.

Тривалість випалювання 2-4 години конвертерів садкою до 200 т і 4-6 годин - 300-400 т із досягненням температури внутрішньої поверхні футеровки 1000-1100°C.

Швидкість зносу футеровки в різних місцях різна. Найшвидший локальний знос відбувається в зоні цапф, де футеровка інтенсивно зрошується сплесками шлаку. При несприятливих обставинах вона може досягати 2-4 мм/плавку. У шоломовій частині конвертера футеровка піддається найбільш різкій зміні температур і сколюється.

Внаслідок локального зносу конвертер зупиняється на ремонт при використанні в середньому лише 30-70% футеровки, що спричинює додаткові витрати. Застосовують позонну кладку футеровки, підбираючи для визначених місць вогнетриви з відповідними властивостями: у зоні цапф - шлакостійкі, у шоломовій частині - термостійкі. Використовують також велику товщину кладки в місцях, які зношуються швидше.

Конвертер зупиняють на ремонт при досягненні в будь-якому місці футеровки арматурного шару. Це може бути зафіксовано візуально старшим майстром, який регулярно оглядає футеровку. Сучасна технологія контролю процесу зносу футеровки припускає викорис-

тання лазерного інтерферометра, який дозволяє оцінити ступінь зношеності будь-якого місця на внутрішній поверхні футеровки з точністю до 1 мм.

Після зупинки конвертера на ремонт стару футеровку охолоджують, подаючи повітря в конвертер вентилятором, днище від'єднують, а спеціальна машина за допомогою долота руйнує зношену футеровку.

У конвертері, встановленому вертикально, монтують опалубку і викладають нову футеровку, яку потім розігрівають.

В процесі кампанії конвертера сталевипускний отвір швидко зношується шлаком при випуску його із конвертера після продувки. Це значно скорочує тривалість випуску і приводить до додаткових втрат легуючих елементів феросплавів через збільшення маси шлаку, що попадає у ківш. Тому сталевипускний отвір періодично ремонтують, зменшуючи його діаметр за рахунок набивки магнезитової маси.

Існують різні методи збільшення тривалості служби футеровки.

Для підварювання в конвертері залишають частину шлаку, в який закидають бій вогнетривів старої футеровки. Суміш затвердіває протягом 10-20 хв. Таким способом можна підварити склепіння і ванну конвертера, що лежить у горизонтальному положенні, або днище при вертикально стоячому конвертері.

Застосовують набризкування високоосновного кінцевого шлаку, насиченого оксидом магнію, на бічні стіни конвертера при його вертикальному положенні шляхом продувки азоту через кисневу фурму на залишений шлак. Бризки наморожуються на футеровку шаром певної товщини, який зношується протягом деякого часу, захищаючи футеровку від зносу.

Найбільшого поширення набуло систематичне торкретування футеровки: сухе, вологе і вогняне (факельне).

При сухому торкретуванні торкрет-маса, наприклад, обпалені магнезит чи доломіт, стисненим повітрям викидається із сопла (труби) на зношені місця футеровки. Частки прилипають до них і на деякий час подовжують службу футеровки.

При мокрому торкретуванні вогнетривку суміш зволожують, що поліпшує прилипання металу в порівнянні із сухим торкретуванням.

При факельному торкретуванні торкрет-маса містить у собі вогнетривкий порошок і коксик (алюмінієвий порошок), які зависають у струмені кисню, направленому на зношене місце футеровки. Горюча складова торкрет-маси згоряє, утворений факел здобуває температуру 1600-1800°C, а розігріваючись, частки маси спікаються з вогнетривом футеровки. Торкретування повторюється кожні 2-20 плавок, триває відповідно 4-20 хв., протягом яких наноситься торкрет-шар товщиною 5-100 мм, який витримує 1-8 плавок. Таким чином швидкість зносу торкрет-шару 5-12 мм/плавку значно більша, ніж футеровки - 1-4 мм/плавку, що робить факельне торкретування необхідним лише в особливих умовах, наприклад, у зв'язку з необхідністю розосередити у часі ремонт конвертерів чи значно меншою вартістю торкрет-маси в порівнянні з вогнетривами футеровки або через термінове виконання замовлення на виробництво певної кількості сталі і неможливість зупинки на ремонт одного із працюючих конвертерів.

Тривалість кампанії конвертера при торкретуванні може бути доведена до 10000 і навіть 20000 плавок, що відповідає 1 року роботи конвертера і більше. Така стійкість дозволяє працювати всіма конвертерами цеху практично постійно, створюючи умови для ритмічної роботи прокатних цехів і уникаючи простоювання конвертерів у резерві при звичайній тривалості кампанії конвертера.

В останнє десятиріччя в кисневих конвертерах набувають широкого використання периклазовуглецеві вогнетриви, детальна мова про які йшла в розд. 4.8.

#### **10.4. Охолодження й очищення конвертерних газів**

Конвертерні гази при повітряному дутті містять 5-35% CO, 2-15% CO<sub>2</sub>, 60-90% N<sub>2</sub>, мають теплотворну здатність близько 4000 кДж/м<sup>3</sup> і температуру 1000-1500°C. Їх запиленість складає 1-3 г/м<sup>3</sup> і до 50-х років ХХ століття вони неочищеними викидалися прямо в атмос-

феру. Пізніше для них почали розробляти газоочистку, але бесемерівський і томасівський процеси на цей час значно скоротили виробництво сталі у зв'язку з появою киснево-конвертерного процесу.

При продувці металу киснем утворюється 60-80 м<sup>3</sup> газів сталі, утримуючих 80-90% CO, 7-20% CO<sub>2</sub>, 2-5% H<sub>2</sub>, що мають теплотворну здатність 8000-10000 кДж/м<sup>3</sup> і температуру 1400-1700°C.

Оскільки межі загоряння монооксиду вуглецю 12,5-74,5%, а водню - 4,5-67%, можливе виникнення вибухонебезпечних ситуацій.

Запиленість конвертерних газів - 40-1000 г/м<sup>3</sup>. Пил містить 60-65% оксидного заліза, 2-6 % оксидного марганцю. Кількість часток розміром менше 1 мкм складає 50-80%, що утруднює очищення газів. У період завантаження шихтових матеріалів запиленість зростає у 2-4 рази і в пилові збільшується вміст CaO і SiO<sub>2</sub>.

Існують різні системи газоочисток. На рис.10.5 представлена схема газовідвідного тракту при допалюванні газів, що відходять, і використанні їх тепла.

Газ із конвертера 1 надходить у кесон 2, в який також ежектується атмосферне повітря завдяки розрядженню в газовідвідному тракті, створюваному димососом 9. Киснева фурма 3 вводиться у конвертер через спеціальний отвір у кесоні.

При змішуванні конвертерних газів з повітрям у кесоні 2 і каміні 4 вони згоряють. Розрядження у тракті забезпечує підсмоктування кількості повітря, необхідного для повного згоряння конвертерних газів. На внутрішній поверхні газоходу встановлений екран із безшовних сталевих труб, по яких циркулює вода під тиском 1,5 МПа. Тепло згоряючих конвертерних газів частково передається воді і вона нагрівається до температури нижче температури кипіння. Ця система називається «охолоджувач конвертерних газів» (ОКГ). Вода надходить у бак-сепаратор, де при зниженні тиску перетворюється у пару, яка використовується для цехових і заводських потреб.

Конвертерні гази з температурою 1200°C надходять до скрубера 6, у верхню частину якого впорскується вода в кількості, достатній для зниження температури конвертерних газів до 300-400°C, якщо подальше очищення припускає використання води, або 70-90°C, якщо використовуються електрофільтри.

У скрубери газований потік набуває обертальних рухів, а пил зволожується і сепарується із потоку у вигляді шламу, який відсмоктується за допомогою насосів 10 у нижній частині скрубера.

Гази з рештою пилу проходять через ряд труб Вентурі, розташованих у пристрої тонкого очищення 7, на вхід до яких подається вода. Завдяки зміні швидкості руху потоку в трубі Вентурі відбувається очищення газів від пилу, який із пристрою 7 насосом 10 відкачується у вигляді шламу.

У циклонах 8 за рахунок завихрення і дії відцентрових сил відбувається сепарація вологи і пилу, видалених насосами 10 у вигляді шламу.

Гази надходять у димосос з температурою 50-55°C і вмістом пилу 0,02-0,10 г/м<sup>3</sup> і викидаються через трубу в атмосферу.

Такий тип гідромеханічного очищення називається мокрим. Ним оснащено близь-

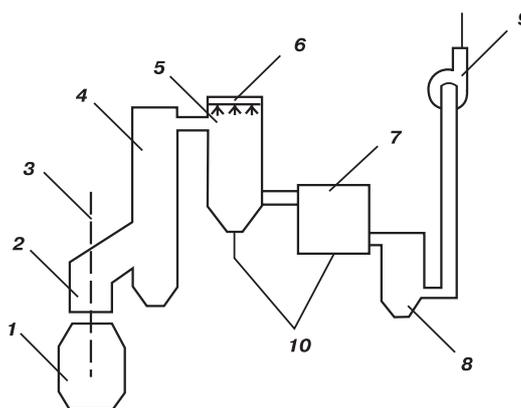


Рис.10.5. Схема газовідвідного тракту з допалюванням газів, що відходять, і використанням їх тепла

ко 80% усіх киснево-конвертерних цехів. Недоліком системи є значні витрати води в кількості близько  $10 \text{ м}^3/1000 \text{ м}^3$  газу і необхідність очищення води від завислих часток перед скиданням у водойми.

Сухе очищення припускає використання електрофільтрів, встановлених після скрубера 6 (рис.10.5). Газ з пилом проходить через систему електродів, на які подається електричний потенціал. Частки в електричному полі здобувають заряд і осідають на електроді з протилежним знаком заряду. Електроди періодично струшуються і пил обсипається з них у пилосбірник. Є спеціальні пристрої, що підтримують необхідні температуру і вологість газів, при яких ефективність очищення максимальна. Залишковий вміст пилу -  $0,1 \text{ г/м}^3$  газу і більше.

Відомо, що іноді для очищення газів використовують тканинні фільтри, які встановлюються у пристрої тонкого очищення 7. Вони здатні знижувати запиленість газів до  $0,01 \text{ г/м}^3$ , але не одержали поширення у зв'язку з недостатньою стійкістю тканин.

При допалювальному очищенні габарити газовідвідного тракту й устаткування великі, тому що для спалювання конвертерних газів необхідна достатня кількість повітря, що містить баластний азот. Використання тепла конвертерних газів неефективне, оскільки газ доводиться спалювати в ОКГ і одержувати пару, яка не є таким універсальним енергоносієм, як горючий газ.

У бездопалювальних системах (рис. 10.6) між кесоном 4 газовідвідного тракту і горловиною конвертера 1 переміщується колокол (рухливий кесон), який при відсутності продувки, знаходиться в положенні 3, не перешкоджаючи повороту конвертера, а під час продувки встановлюється в положенні 2, коли його нижній край на 1 м нижче горловини конвертера. У верхній частині колокола розміщуються датчики тиску газу під ним, який регулюється режимом роботи димососа на рівні 5-10 Па підпору, що виключає підсмоктування повітря в систему.

На початку продувки дзвін знаходиться в положенні 3, повітря підсмоктується в систему, витрати газів  $I_r$  значні і на ділянці А-Б відбувається повне допалювання конвертерних газів, які, проходячи через газовідвідний тракт, витісняють із нього повітря.

У точці Б з початком інтенсивного вигорання вуглецю колокол опускається в положення 2 і підсмоктування повітря припиняється, а конвертерні гази без допалювання охолоджуються й очищаються в системі.

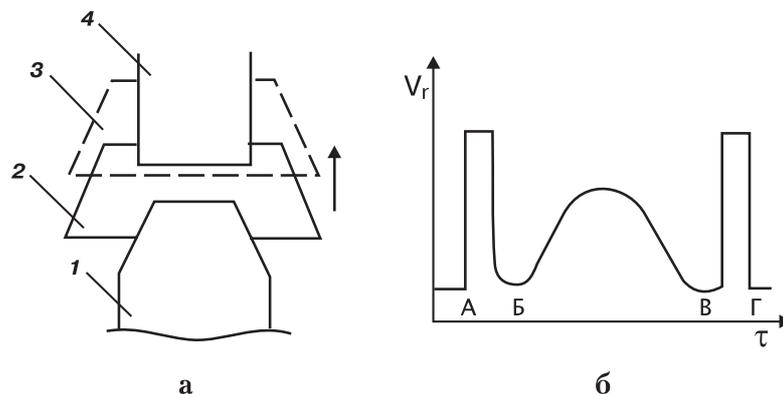


Рис. 10.6. Схема бездопалювального очищення системи IRSID-KAFL

У точці В, коли швидкість вигорання вуглецю значно зменшується, колокол піднімається в положення З і на ділянці В-Г відбувається підсмоктування повітря і допалювання конвертерних газів, продукти горіння яких очищають газовідвідний тракт від незгорілих конвертерних газів. Такий спосіб роботи запобігає утворенню вибухонебезпечних сумішей на початку і в кінці продувки.

У системі ОГ-БД (Японія-ФРН) під рухливий кесон подають азот, що створює підпір і промиває газовідвідний тракт від повітря на початку продувки і від незгорілих конвертерних газів наприкінці її протягом 1-2 хв.

Незгорілий конвертерний газ може скупчуватись у газгольдері і використовуватись у заводському господарстві як низькокалорійне паливо.

У системах з бездопалювальним очищенням конвертерних газів для запобігання підсмоктування повітря шихту під час продувки подають у конвертер по закритих трубопроводах, а у всіх місцях тракту, де є щілини, створюється підпір подачею азоту.

ОКГ і газоочистка компонуються і розташовуються в конвертерному прольоті уздовж лінії конвертерів, а газ по трубопроводах відводиться до димососів, розташованих за межами головної будівлі.

Вартість системи охолодження й очищення конвертерних газів становить 10-40% від вартості конвертерного цеху. Вибір системи залежить від наявності води в регіоні.

Капітальні витрати при мокрому очищенні нижчі на 10-15%, ніж при сухому, але експлуатаційні витрати вищі на 10-15%.

Газоочистка при донній кисневій продувці здійснюється аналогічно. Особливістю є герметичне огороження всього конвертера, яке з'єднується з кесоном газовідвідного тракту, що запобігає вибиванню газів у цех при повалці конвертера, і відбувається це через те, що дуття може бути відключене лише після закінчення повалки, коли сопла виходять з-під рівня ванни. Огородження має розсувні двері, які дозволяють здійснювати завалку брухту, заливання чавуна, добір проби й огляд футеровки.

## 11. КОНВЕРТЕРНИЙ ЦЕХ

### 11.1. Схема роботи цеху

На рис.11.1 наведена схема планування конвертерного цеху і суміжних з ним доменного і прокатного цехів.

До складу конвертерного цеху II входять: міксерне відділення 2 з міксерами для зберігання рідкого чавуну; шихтове відділення 3, де складуються шихтові матеріали; головна будівля 4 з конвертерним і розливним прогонами; відділення роздягання зливків 5, охолодження 6, чищення 7 і змащення виливниць 8, підготовки складів під розливання 9.

При розливанні сталі на МБЛЗ, відділення 5-9 відсутні.

Рідкий чавун надходить від доменних печей 1 доменного цеху I у міксерне відділення 2 і зливається у міксери, з яких необхідна його порція в заливному ковші передається до конвертерів.

Металевий брухт Л і неметалева шихта НМ надходить у вагонах у шихтове відділення.

Виливниці зі зливками привозяться у відділення 5, де стріперним краном відокремлюються один від одного. Виливниці охолоджуються 6, чистяться 7 і змащуються 8 або в них замість останньої операції вводиться шлак для розливання сталі під шлаком, що робиться останнім часом у більшості випадків.

Зливки сталі 3 надходять у нагрівальні колодязі прокатного цеху III, де спочатку нагріваються, а потім прокатуються.

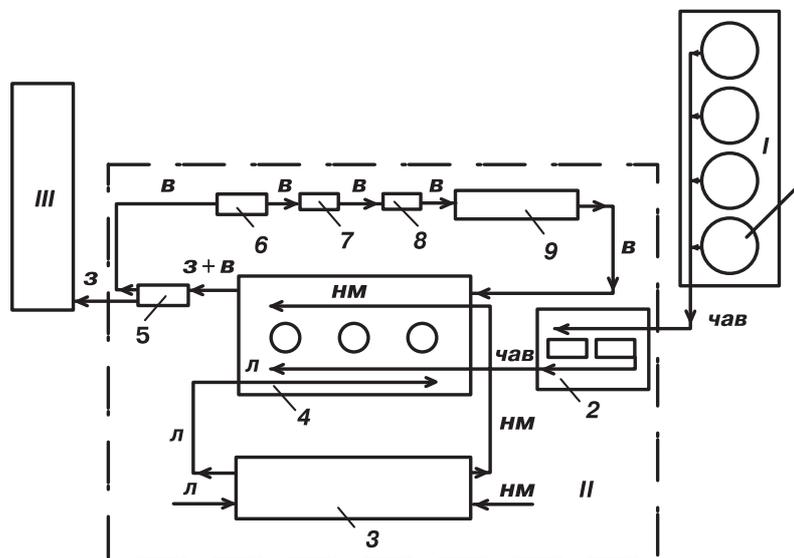


Рис. 11.1. Схема роботи конвертерного та суміжних цехів

При безперервному розливанні сталі в розливному просторі встановлений комплекс МБЛЗ. Безперервнолита заготовка складається, оглядається, ремонтується і відправляється в прокатний цех III.

## 11.2. Вантажопотоки

Перевезення рідкого чавуну з доменного цеху в конвертерний проводиться тепловозом у чавуновозних ковшах ємкістю 80-140 т, встановлених на залізничних платформах.

У міксерному відділенні (рис. 11.2) чавун зливається в міксер 2 ємкістю 600, 1300 чи

2500 т, в залежності від садки конвертерів цеху 60-400 т, футерований магнетитовою цеглою. Перед зливанням із поверхні чавуну згрібається доменний шлак, але деяка частина його попадає в міксер.

Для зливання чавуну чавуновозний ківш 1 піднімається міксерним краном 6 і при нахилі ковша чавун летить через зливний отвір міксера. Міксер встановлений на роликотках 3 і може повертатися на них навколо поздовжньої осі для зливання чавуну через носик у залівний ківш 5. Міксер встановлений на спеціальному фундаменті 4.

Міксер опалюється природним чи коксовим газом, що подається на пальники, встановлені в обох торцях міксера. Для спалювання газу використовується вентиляторне повітря, що подається на пальники. Температура склепіння міксера вимірюється і не повинна перевищувати 1200°C.

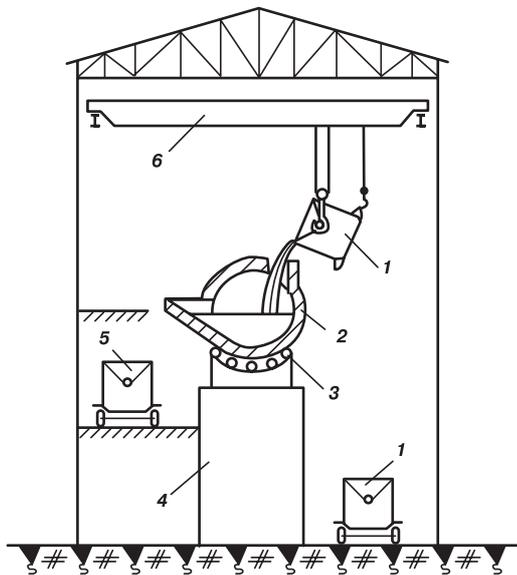


Рис. 11.2. Схема міксерного відділення

Доменний шлак, що попадає у міксер, містить 40-45%  $\text{SiO}_2$ , 40-45%  $\text{CaO}$ , менше 1% оксидів заліза і понад 1% сірки. У міксері шлак взаємодіє з магнетитовою футеровкою і руйнує її, а також окислюється. Міксерний шлак містить близько 40%  $\text{SiO}_2$ , 40%  $\text{CaO}$ , 10%  $\text{FeO}$ , 5%  $\text{MnO}$ , 5%  $\text{MgO}$ , 1%  $\text{S}$ . Потрапляючи в залівний ківш, а потім у конвертер, такий шлак підвищує вміст сірки в сталі, змушує збільшувати витрати вапна на ошлакування кремнезему.

Міксер дозволяє усереднити склад і температуру чавуну різних випусків із доменних печей, він забезпечує запас чавуну, що сприяє безперебійній роботі конвертерів. Однак його експлуатація і ремонт 1 раз на рік вимагає додаткових витрат. Тому в багатьох конвертерних цехах світу відмовилися від міксера, а чавун перевозять із доменного в конвертерний цех у ковшах міксерного типу (рис. 11.3), що мають сигаро- чи торпедоподібну форму, встановлених на залізничній платформі.

Через отвір 1 чавун заливається у ківш і зливається з нього завдяки повороту корпуса від автономного механізму повороту 4 через цапфи 3, що проходять у підшипниках 2.

Ємкість таких ковшів - 140-600 т. Завдяки меншій питомій поверхні швидкість зниження температури чавуну складає 15-30°C/год. проти 50-100°C/год. у звичайному чавуновозному ковші, що сприяє енергозбереженню.

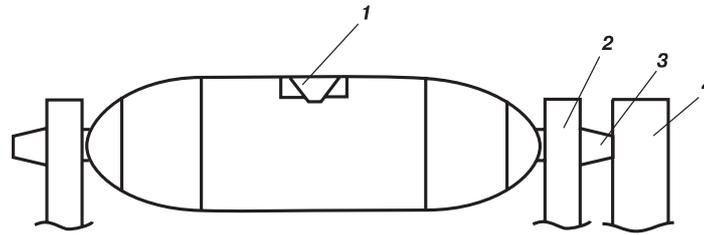


Рис.11.3. Ківш міксерного типу

Збільшення ємкості ківша вимагає збільшення ширини залізничних колій і радіуса повороту і тому супроводжується додатковими витратами.

Переливання чавуну з міксеровоза в заливний ківш виконується на спеціальному стенді з прийомом для заливного ківша.

Підвищення вимог до сталей по вмісту сірки змушує організувати попередню десульфурацію чавуну, що проводиться в чавуновозних ковшах, міксеровозах і заливних ковшах. Необхідною умовою позитивних результатів є досить повне видалення продуктів десульфурації з поверхні чавуну і запобігання їхньому попаданню в конвертер.

Металевий брухт використовується як у вигляді окремих кусків з розміром меншим, ніж діаметр горловини конвертера, так і у вигляді прес-пакетів 500x500x700 мм і 1000x1000x1700 мм. Насипна щільність брухту складає від 0,5 т/м<sup>3</sup> для кусків брухту малої товщини до 3,0 т/м<sup>3</sup> для великогабаритного оборотного брухту.

Брухт зберігається в засіках шихтового відділення і, в міру необхідності, завантажується у совки. Габарити совків збільшуються в міру збільшення садки конвертера, і їх місткість складає 8-100 м<sup>3</sup>. Брухт у совку зважується і перевозиться на залізничній платформі в завантажувальний простір цеху. Завантаження брухту в конвертер здійснюється завалочним краном чи завалочною машиною.

Відомі випадки використання фрагментованого брухту, досить дрібного, щоб він міг завантажуватись у конвертер з використанням тракту подачі сипучих металів. Це дозволяє розосередити охолоджуючий ефект брухту протягом продувки, що позитивно позначається на її технології.

Неметалеві шихтові матеріали розвантажуються в шихтовому відділенні у приймальні бункери вагоперекидачем. Із них вони по стрічкових конвейерах, розташованих у критих галереях з нахилом 15°, передаються до видаткових бункерів, встановлених у торцях головного цеху. З останніх по конвейерах 1 і 2 (рис.11.4) надходять у видаткові бункери 3 кожного конвертера, з яких за допомогою живильників 4 по команді оператора потрібний матеріал необхідної маси надходить у ваги-дозатор 5, зважується і конвейером 6 переноситься у проміжний бункер 7, з якого по лотках чи живильниках завантажується у конвертер вся добавка шихтових матеріалів.

За такою схемою в конвертер подається вапно, вапняк, плавиковий шпат, залізна руда, залізо прямого відновлення, сталева стружка, інші матеріали.

У деяких цехах за такою ж схемою у ківш на випуску присаджуються феросплави. В інших - вони надходять у цех у баддях на залізничних платформах і розвантажуються в бункерах завантажувального простору, з яких перевантажуються в необхідній на плавку кількості в бункери, що стоять біля конвертера, і висипаються у ківш.

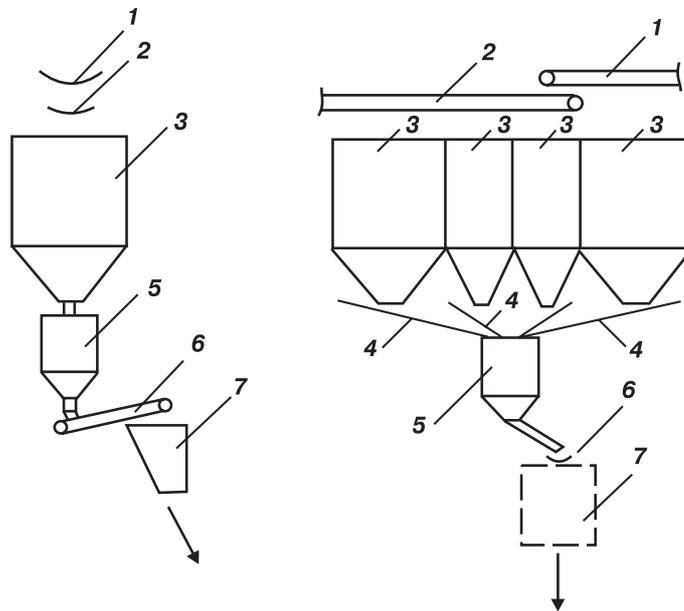


Рис. 11.4. Схема подачі неметалевих шихтових матеріалів

При використанні порошкового вапна воно зберігається в бункерах, з яких під тиском 1,0-1,5 МПа в необхідній кількості вводиться у кисневий потік, що проходить у киснепровіді, і разом з ним вдувається через сопло фурми в зону взаємодії кисневого струменя з конвертерною ванною.

При використанні рідких феросплавів у завантажувальному прольоті розташована ділянка для плавлення феросплавів в індукційних або дугових електропечах. Розплавлена суміш феросплавів (лігатура) виливається у сталерозливний ківш перед випуском, а потім у нього випускається сталь.

Вогнетриви, необхідні для ремонту конвертерів, завозяться в цех у контейнерах перед ремонтом.

### 11.3. Планування цеху

Обладнання головної будови конвертерного цеху з розливанням сталі у виливниці показано на рис.11.5.

Рідкий чавун доставляється у завантажувальний проліт I у чавуновозному ковші 1, а брутт - у совках 2 і завантажуються в конвертер 4 краном 3. Сталь із конвертера випускається в сталерозливний ківш 6, а шлак - у шлакову чашу 5, встановлені на сталевозі, що пересувається по залізничній колії із конвертерного простору II у розливні прольоти III і IV.

Сталерозливний ківш 6 розливним краном 7 подається до розливної площадки 8 і з нього сталь розливається по виливницях 9, встановлених разом з піддонами на залізничних візках.

У розливному прольоті III розташовуються ями для ремонту ковшів, стенди для їх сушіння, склад розливних вогнетривів, відділення підготовки шибєрних затворів.

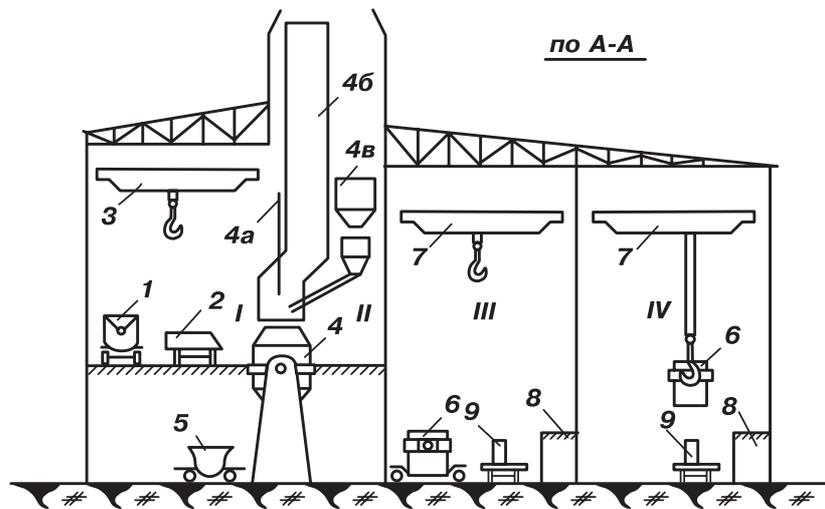
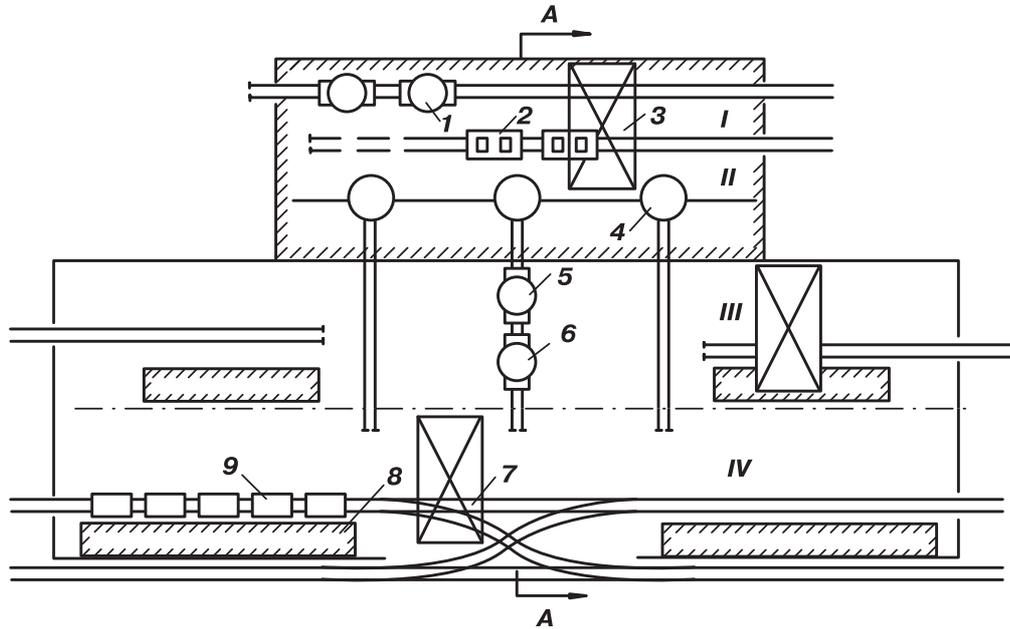


Рис. 11.5. План (а) та розріз (б) конвертерного цеху з розливанням сталі у виливниці

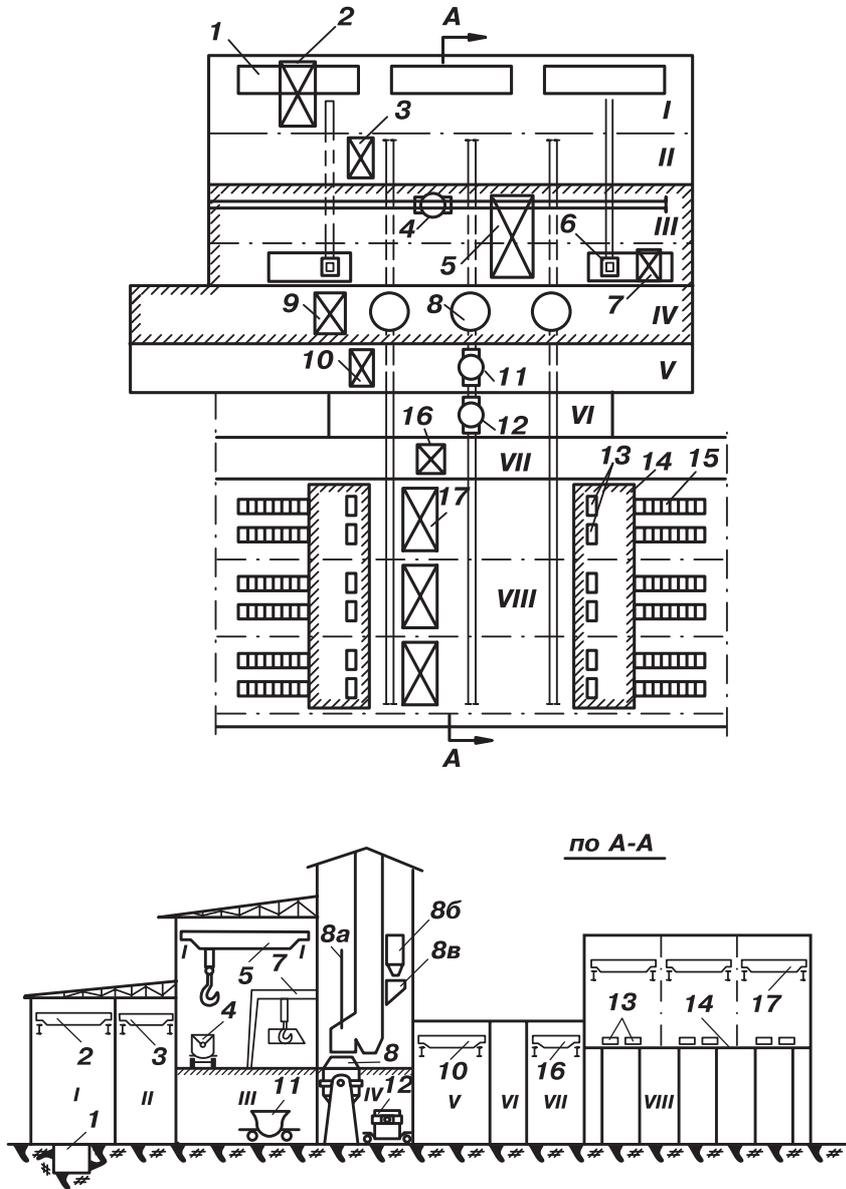


Рис. 11.6. План (а) та розріз (б) конвертерного цеху з безперервним розливанням сталі

У сучасних цехах існує окремий ковшовий проліт.

Схема обладнання головної будови киснево-конвертерного цеху з безперервним розливанням сталі представлена на рис.11.6.

Відділення шихтових матеріалів з ямними бункерами 1 і шихтовими кранами 2 входить до складу головної будови. Передбачено шлаковий проліт II, в якому шлакові чаші 11, заповнені шлаком, краном 3 переставляються на вільні візки, а на їх місце встановлюються порожні шлакові чаші. Конвертерний шлак вивозиться із цеху на переробку.

Брухт із відділення I перевозиться в совках у завантажувальний проліт і через отвори 6 піднімається на робочу площадку і напівпортальним краном 7 завантажується в конвертер 8.

Рідкий чавун із ковша 4 краном 5 заливається в конвертер 8.

У завантажувальному просторі влаштована ділянка для ремонту кисневих фурм.

У конвертерному відділенні IV розташовані конвертери 8 і крани 9 для переміщення вантажів.

Керування конвертером ведеться з операторської, розташованої на межі просторів II і III. Тут же розташований обчислювальний комплекс цеху.

У конвертерному прольоті IV розміщені ОКГ і газоочистка, бункери для феросплавів, устаткування, використовуване при ремонті конвертерів, система подачі сипучих шихтових матеріалів у конвертер.

У ковшовому прольоті V ковші 11 готують під плавку, складують вогнетриви, розташовані крани 10 для переміщення вантажів.

Тамбур VI відокремлює ковшовий проліт V від відділення підготовки проміжних ковшів для МБЛЗ, за яким ідуть три розливних прольоти VIII, в кожному з яких по дві МБЛЗ 13 з робочими площадками 14, рольгангами 15 приймають сталь із ковшів 12, які кранами 16

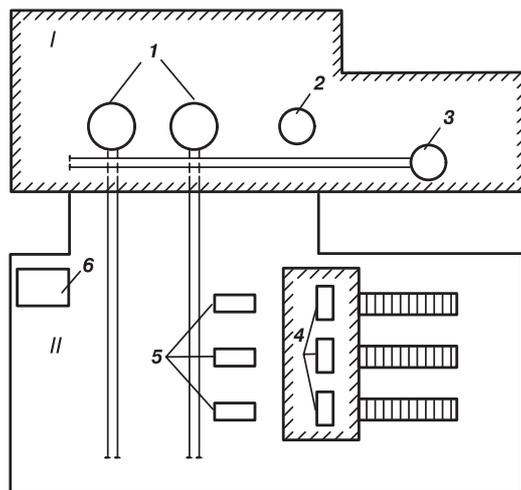


Рис. 11.7. Схема установки позапічного доведення сталі

встановлюються на поворотному стенді. Після розливання сталі з даного ковша стенд повертається і наступний ківш встановлюється у положенні «на розливання», чим здійснюється безперервне розливання по методу «плавка на плавку».

Безперервнолита заготовка по рольгангу 15 надходить у передаточний проліт і в приміщення ад'юстажа, де її оглядають, видаляють поверхневі вади (ремонтують), а потім направляють у прокатний цех.

Останнім часом проводиться робота по створенню ливарно-прокатних комплексів, які з'єднують територіально МБЛЗ і прокатний стан, що заощаджує час на передачу металу і тепло безперервнолитої заготовки і сприяє енергозбереженню.

Ділянка позапічного доведення сталі (рис.11.7) розташовується звичайно між ковшами і розливним прольотом. Сталь з конвертерів 1 випускається у ківш із синтетичним шлаком, виплавленим в електродуговій печі 2, і рідкою лігатурою, підготовленою в електродуговій печі 3.

З конвертерного прольоту I вона передається в ковші у проліт II, де піддається усередненій продувці аргоном на одному із стендів 5 з доведенням по складу і температурі, і, при необхідності, вакуумується у вакууматорі 6, після чого розливається на МБЛЗ 4. Тривалість доведення й обробки сталі складає 5-40 хв.

Існує значна кількість схем обладнання конвертерних цехів у зв'язку зі специфікою умов, в яких вони проектуються і будуються.

Є певний досвід реконструкції діючих цехів із заміною одних агрегатів іншими: конвертера повітряного - конвертером кисневого дуття, мартенівських печей - конвертерами, мартенівських печей - електропечами.

## 12. РЕЦИРКУЛЯЦІЯ МАТЕРІАЛІВ КОНВЕРТЕРНОГО ВИРОБНИЦТВА І ПРОБЛЕМИ ЕКОЛОГІЇ

### 12.1. Рециркуляція матеріалів як джерело ресурсів для майбутнього і засіб вирішення екологічних проблем

Проблема використання відпрацьованих виробів і відходів виробництва у поєднанні з питаннями екології в даний час викликає значний інтерес у промислово розвинутих країнах, про що свідчить зростання кількості публікацій з даної тематики; слід зазначити, що і у нас поступово складається розуміння важливості цих завдань.

На рис. 12.1 представлено в хронологічній послідовності річне виробництво матеріалів у світі.

Очевидно, що найбільш використовуваними матеріалами є метали, насамперед, сталь і чавун. В останні десятиліття одержали поширення легкі метали (алюміній і титан) і відповідно зросло їх виробництво. Значний прогрес спостерігається в галузі виробництва пластиків.

На відміну від замкнених циклічних процесів перетворення речовин у природній екосистемі, процеси виробництва і споживання матеріалів, використовуваних людиною, часто не носять циклічний характер і проходять лише в одному напрямку. Матеріали, необхідні для задоволення потреб людини, виробляються із сировини, що добувається у природній екосистемі, а кінцеві продукти після споживання перетворюються у відходи, тобто життєдіяльність людського суспільства по суті не веде до циркуляції матеріалів. Продукти, що забезпечують життєдіяльність, повертаються в екосистему, однак із цим пов'язане виникнення проблем, викликаних посиленням активності людського суспільства: по-перше, людство використовує більше того, що може дати природа; по-друге, воно виробляє набагато більше продукції, ніж природа може переробити.

Вирішення цих проблем - у рециркуляції матеріалів, яка буде здійснюватися тим успішніше, чим ближче вдасться підійти до створення замкненого, подібного природному, циклу, в якому перетворення і переміщення матеріалів не ставить перешкод їх подальшому використанню.

Швидкість рециркуляції  $V_{\text{рец}}$  визначається як частка (%) маси рециркульованого матеріалу в загальній потребі у сировині для одержання продукції. Швидкість рециркуляції конкретного матеріалу визначають в окремо взятій країні чи у світі на річній основі; наприклад, швидкість рециркуляції сталі у світовому масштабі - 55%. На думку багатьох авторів, бажана максимально можлива  $V_{\text{рец}}$ . Для більшості матеріалів річна потреба більша, ніж кількість зібраних відходів, і задоволення її в даному матеріалі неможливе лише за рахунок вторинного виробництва (первинне виробництво - із природної сировини, вторинне - із рециркульованого).

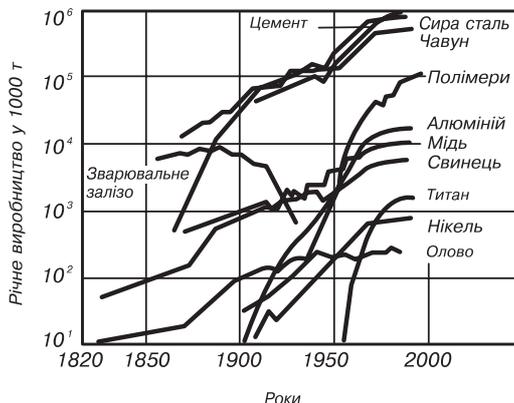


Рис. 12.1. Розвиток виробництва матеріалів у світі

Здатність до рециркуляції  $K_{\text{рец}}$  - це міра (у %), що показує, яка частина виробленого матеріалу може бути рециркульована і яка частка відходів, одержувана внаслідок технічно неможливого здійснення рециркуляції; наприклад, сталь - матеріал, що може рециркулюватися на 100%. Деякі композитні пакувальні матеріали (алюмінієва фольга разом із пластиковою плівкою), навпаки, рециркулюються з трудом.

Через збільшення витрат людством матеріалів, викликаних зростанням населення земної кулі (рис. 12.2) і потреб кожного, очікується нестача сировини.

12.1. Рециркуляція матеріалів як джерело ресурсів для майбутнього і засіб вирішення екологічних проблем

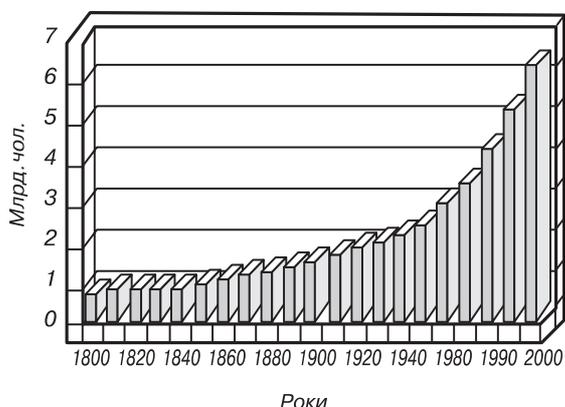


Рис. 12.2. Зростання населення на земній кулі

Таблиця 12.1

Загальні дані про ресурси і споживання металів

Метал	Ресурси, R, млн.т.	Щорічне споживання, C, млн.т.	Тривалість використання ресурсів без рециркуляції, роки
Залізо	93600	500	190
Хром	3543	9,16	370
Марганець	1835	21,07	90
Нікель	82,63	0,78	105
Ванадій	15,8	0,02	570
Молібден	9,48	0,09	95
Кобальт	3,66	0,02	130
Вольфрам	2,56	0,04	55
Алюміній	6000	16,01	375
Магній	1410	0,31	4503
Мідь	550,08	9,83	56
Цинк	241,02	6,33	38
Свинець	156,7	5,48	29
Платина	36,77	0,19	186
Олово	9,71	0,69	14

У табл. 12.1 наведені ресурси R, щорічне споживання C і тривалість життя матеріалів, що розраховується діленням R на C, тобто не враховуючи рециркуляції.

Очевидно, по закінченні певного періоду повинен виявитись дефіцит ресурсів. Запасів Mg, V, Al, Cr, Fe, Pt, Co вистачить більш ніж на сторіччя, однак таких матеріалів, як Zn, Pb, Sn незабаром не вистачатиме. Тривалість життя матеріалу може бути подовжена шляхом зростання  $V_{\text{рец}}$ : заради скорочення первинного виробництва слід збільшувати вторинне. Відомі швидкості рециркуляції деяких матеріалів у даний час, %: сталь - 55, скло - 45, папір - 35, алюміній - 27, пластики - 10.

В останні десятиріччя минулого століття величезного значення набули проблеми енергозбереження. Світове споживання енергії в 1998 р. зросло приблизно у 3,5 раза у порівнянні з

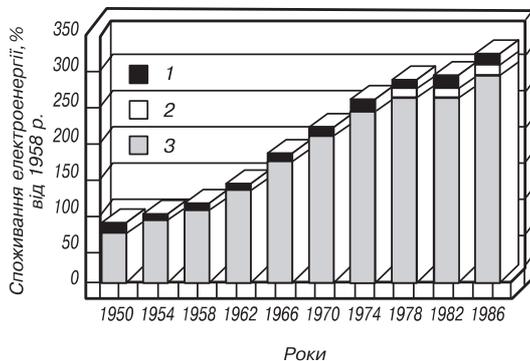


Рис. 12.3. Динаміка і структура енергоспоживання у світі: 1 - енергія викопних джерел; 2 - атомна енергія; 3 - енергія гідроелектростанцій

1958 р.; витрати енергії збільшуються приблизно на 2% за рік. В даний час 90% енергії одержують з викопного палива, лише 6% дають гідроелектростанції, а 4% - ядерні установки (рис. 12.3). Співвідношення споживання енергії на одиницю виробленого матеріалу у вторинному (чисельник) і первинному (знаменник) виробництві складає, МДж/кг: для поліетилену - 26,9/70,0; поліхлорвінілу - 38,5/58,5; полістиролу - 53,1/79,2; скла - 6,9/10,8; міді - 19,2/30,8; сталі - 11,5/25,4; алюмінію - 13,8/138,5. Таким чином, рециркуляція досить істотно знижує енерговитрати і подовжує термін служби неоновлюваних джерел енергії.

Зростання виробництва продукції й енергії супроводжується збільшенням об'єму і швидкості утворення відходів на душу населення. Рециркуляція, перетворюючи відходи у сировину, сприяє залученню в господарський оборот цінних родючих земель, що раніше використовувалися для зберігання відходів (під відвали). У Німеччині, наприклад, число відвалів скоротилося з 50 тис. у 60-х роках до 700 - у даний час. Рециркуляція пластичних матеріалів, однак, більш складна в порівнянні з рециркуляцією металів і, як наслідок, 18% об'єму відвалів довелося заповнити викинутим пластиком. Для захисту навколишнього середовища в багатьох країнах прийняті відповідні закони, спрямовані на зменшення утворення відходів і організацію рециркуляції. Встановлено швидкість рециркуляції ряду виробів у недалекому майбутньому. У законодавстві промислово розвинутих країн простежується перехід від ідей рециркулювати «якщо можна» до вимоги обов'язкової рециркуляції. Проте і за відсутності законодавства дотримання тенденцій виготовлення або купівлі виробів, виготовлених з рециркульованих матеріалів чи утримуючих їх значну кількість, впливає на репутацію підприємств. «Купуй рециркульоване» - таким повинне бути гасло виробників у новому столітті. Символ рециркуляції (рис. 12.4) широко відомий і зрозумілий в усьому світі.

На рис. 12.5 представлена схема рециркуляції матеріалів. У початковій точці (точка П) зібрані необхідні для виробництва сировина, енергія, інформація. Рівень розвитку суспільства в даний час вимірюється не кількістю вироблених продуктів, а ресурсозатратами на одиницю високоякісних виробів, в яких суспільство має потребу. Доступність і повне використання інформації (інформаційна революція) дозволяють заощаджувати енергію і сировину на всіх стадіях виробництва.

Доступність сировини, необхідної для виробництва, обмежена, а виробництво штучних матеріалів саме вимагає значних витрат енергії. Разом з тим, виробництво, наприклад, полімерів і енергії ґрунтується на тих же джерелах: вугіллі, нафті, природному газі, однак лише близько 10% маси останніх використовується для виробництва матеріалу, решта ж витрачається на постачання енергії, що перетворюється, в остаточному підсумку, на тепло і CO<sub>2</sub> і його матеріальний вміст, таким чином, втрачається, тобто мова йде про невідновлювані джерела енергії (таким є також ядерне паливо). Джерела водяної, сонячної, вітряної і геотеплової енергії розглядаються як відновлювані. Чи морально, з погляду майбутніх поколінь, використовувати природні вугілля, нафту, газ як основні джерела одержання енергії? Як видно з рис. 12.3, джерела відновлюваної енергії сьогодні можуть забезпечити лише невелику частку енергії, необхідної вироб-



Рис. 12.4. Символ рециркуляції

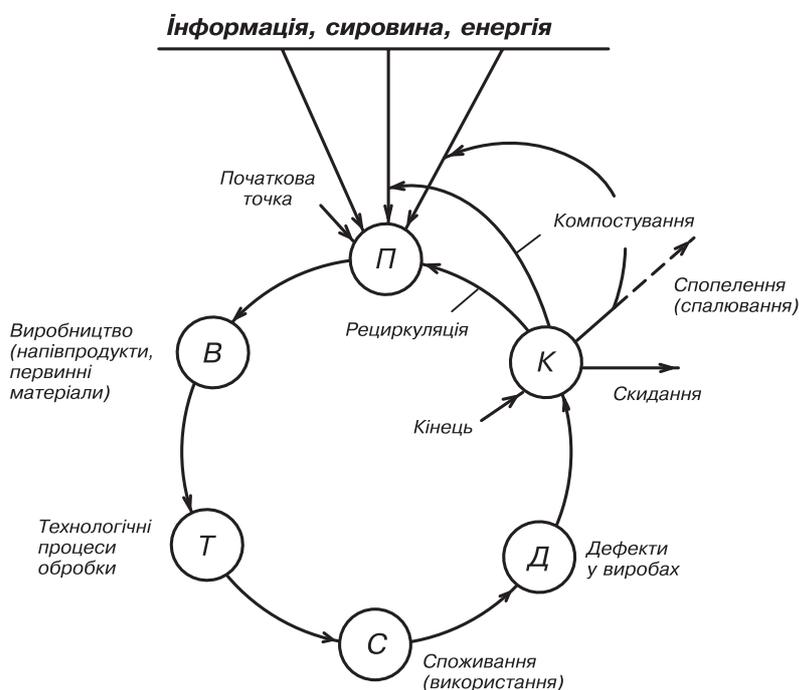


Рис. 12.5. Схема циркуляції матеріалів

ництву. Це означає, що рециркуляція полімерів і їх складових у значній мірі сприятиме збереженню невідтворюваних джерел енергії.

При виробництві (точка В) первинного матеріалу (напівпродукту), внаслідок особливостей технології, певна його кількість перетворюється у відходи. Внутрішня рециркуляція ефективно реалізується на виробничій ділянці заводу, де відходи утилізуються безпосередньо; вона проходить без особливих труднощів у зв'язку з відомим хімічним складом відходів і нескладними транспортними операціями. Кількість відходів у точці В пропорційна загальній кількості виробленого матеріалу.

При подальшій переробці продукту (точка Т) шляхом деформації, сепарації, з'єднання з іншими матеріалами і т.п. частина його, з технологічних причин, також потрапляє у відходи. Утилізація цих відходів більш складна, ніж внутрішньозаводська рециркуляція. Часто необхідні їх сортування і попередня обробка, а матеріали потрібно транспортувати з цехів обробки до устаткування рециркуляції. Обробна промисловість прагне збільшити вихід придатного матеріалу шляхом удосконалення обладнання і технології. Таким чином, кількість відходів при обробці зменшується.

Використання того чи іншого продукту припиняється внаслідок дефектів та недоліків, очікуваних чи несподіваних, що виявляються у процесі його служби (точка Д). Краще очікувані недоліки, оскільки їх можна прогнозувати, використовуючи методи статистики. Це дозволяє передбачити запасні варіанти і, вчасно використавши їх, запобігти збитків. Чим довше використовують продукт, тим менше шкоди його виробництво наносить навколишньому середовищу. Дослідження тривалості споживання продуктів (сервісної стійкості) тільки починаються (точка С).

Із закінченням терміну служби матеріалів (точка К), перетворенням їх у відходи, можливі наступні напрямки їх подальшої трансформації:

- 1) повернення у виробництво у вигляді сировини;
- 2) перетворення в іншу корисну хімічну форму (наприклад, одержання компосту);
- 3) утилізація енергії, що міститься в них (наприклад, спалюванням);
- 4) збереження у вигляді відходів (скинути у відвали).

Останній варіант залишає матеріальний цикл відкритим: сировина й енергія, що містяться у відходах, не використані. Більш того, відходи потребують певних площ для зберігання і можуть забруднювати атмосферу або ґрунтові води шкідливими речовинами.

Спалювання відходів - часткове вирішення проблеми, тому що одержання енергії супроводжується виділенням топкових газів: двоокису вуглецю - шкідливої речовини з точки зору глобального потеплення землі, діоксинів і фуранів, що завдають величезної шкоди здоров'ю людей.

Загальне прагнення до підвищення швидкостей рециркуляції приведе до позитивної соціальної оцінки відновлення більш широкого використання металів - традиційного матеріалу, з якого починалася історія людства («Бронзовий вік», «Залізний вік» і т.д.). Метали легко рециркулюються, а їх трансформація не супроводжується утворенням токсичних речовин. Наприклад, іржа - продукт «деградації» сталі - ідентична з оксидами природного матеріалу - залізної руди і не шкідлива для навколишнього середовища. На думку багатьох дослідників, кінець «залізного віку» не передбачається. Подібним чином і легкі метали мають відмінні шанси для широкого практичного застосування.

Полімери і їх композити - також легкі матеріали. Швидкими темпами розвивається їх виробництво, з ними виробники пов'язують багато надій відносно задоволення потреб людей. Однак у розглянутому матеріальному циклі полімери викликають труднощі, особливо якщо вони являють собою з'єднання, закріплені волокнами. У більшості випадків рециркуляція полімерів зводиться лише до використання енергії, що міститься в них.

У той же час «високі» полімери, основані на природній полімерній сировині, можуть бути синтезовані за допомогою енергії сонця; після служби вони руйнуються біологічним шляхом, стаючи відмінним добривом (компостом). У цьому випадку навколишнє середовище не піддається довготривалим зовнішнім впливам, завдяки чому таким матеріалам слід віддавати перевагу. Так, сучасність повертає нас до первинних матеріалів - дерева і природних волокон. Розвиток виробництва високотехнологічних виробів, основаних на подібних натуральних матеріалах, поки що, на жаль, знаходиться у початковій стадії.

Відзначимо деякі проблеми, пов'язані з рециркуляцією матеріалів. Поки що не встановлені прийнятні методи рециркуляції штучних полімерів і композитів, їх утримуючих. Для змішаних видів і отверділих полімерів існує можливість лише термічної утилізації - одержання енергії їх спалюванням. У якісних термопластиках, навпаки, закладена можливість матеріальної утилізації, оскільки їх можна розплавляти. Еластоміри також можуть бути відновлені механіко-термічним впливом у змішувачах.

Швидкість рециркуляції пластиків, у порівнянні з металами, досить низька. Пластики - відносно новий матеріал і досвід їх рециркуляції поки що невеликий, однак у зв'язку з різким збільшенням витрат пластиків проблема їх рециркуляції набуває гостроти.

В останні десятиліття виробництво більшості металів збільшилося (див. рис. 12.1), завдяки чому зростала швидкість утворення металевого скрапу. Внаслідок поліпшення технології й устаткування кількість внутрішньозаводського скрапу знизилась, а «ринкового» - зросла. Оскільки він забруднений іншими матеріалами - пластиком, керамікою, склом, різними покриттями і містить легуючі та інші елементи, які можуть зашкодити якості металу, рециркуляція ускладнюється попередньою обробкою і рафінуванням розплавів.

Як і сталь, матеріалом, економічно привабливим для рециркуляції, є, наприклад, мідь. Рециркуляція поєднує в собі велику розмаїтість процесів - від відновлення міді до рециркуляції відходів мідного виробництва, напівпродуктів і продуктів переробки. Економічно

виправдана навіть рециркуляція води після мокрого очищення від електричного мідного покриття. Більш складні проблеми виникають при рециркуляції старого мідного забрудненого скрапу в плавильному агрегаті. Проблеми тут не в самому рафінуванні, а в обробці супровідних матеріалів, що підлягають сепарації: ртуті, талію, радіоактивних елементів, які потрапляють у вторинне виробництво через скрап. Незважаючи на труднощі, швидкість рециркуляції міді в Німеччині досягла 46%. Так, мідних катодів із вторинної сировини виробляється 256 тис.т/рік. Враховуючи тривалий термін служби мідної продукції, в найближчому майбутньому очікують швидкості рециркуляції 90-95%, причому без погіршення якості міді. Це означає, що рециркуляцію міді можна розглядати як наочну модель процесів рециркуляції матеріалів.

Світове виробництво цинку становить понад 7 млн.т на рік, 80% цієї кількості одержують електровідділенням, решту - пірометалургійним способом, найчастіше - процесом ISP, створеним у Великобританії і найбільш популярним. Його технологічна гнучкість забезпечує переробку в цинк концентратів і вторинних матеріалів усіх типів і одночасне виробництво цинку і свинцю. Порошкоподібна сировина для процесу агломерується або брикетується; освоєється також вдування порошоків безпосередньо через фурми шахтних печей ISP для прямого одержання цинку із вторинного матеріалу.

Деякі автори заперечують сталу думку ряду державних діячів і громадськості про те, що рециркуляція завжди позитивно позначається на навколишньому середовищі і чим вище швидкості рециркуляції, тим краще поставлена охорона природи. Законодавчі рециркуляційні квоти для пакувальних матеріалів - сталі, скла, паперу, алюмінію, пластику прийняті в Німеччині, Бельгії, Швеції, Англії, Франції, однак без доказів того, що ці квоти забезпечують найбільш сприятливі умови захисту навколишнього середовища. У ряді випадків збільшені швидкості рециркуляції, що вимушено супроводжується великим числом процесів сортування, очищення і транспортування, знижують ефективність і корисність самої рециркуляції. Якість рециркульованих продуктів знижується внаслідок акумуляції шкідливих речовин (домішки у сплавах, фарби в інших матеріалах та ін.), зміни внутрішньої структури матеріалів (деградація полімерних ланцюжків і волокон). Збільшення швидкості рециркуляції без введення, використання додаткових процесів обробки (рафінування) чи заміни традиційних добавок на такі, що легко видаляються (зі своїм виробництвом і побічними продуктами) може погіршити якість виробів. Тому квоти рециркуляції матеріалу повинні ретельно вивірятися з метою пошуку найбільш придатної з екологічної точки зору. При виборі швидкості і технологічного ланцюга циркуляції кожного матеріалу їх різні варіанти слід порівнювати з дотриманням двох важливих методологічних вимог: рівності загальної вигоди й обов'язкового моделювання всього технологічного ланцюга в залежності від швидкості рециркуляції. Такий підхід дозволив, наприклад, розрахувати у Фрайберській Гірничій Академії (Німеччина) оптимальну швидкість рециркуляції паперу - 75%, якщо до циклу рециркуляції додадуться технологія виробництва фарб (чорнила) з додатковими флотаційними властивостями, дисперсія відбілювачів і т.ін.

На інтегрованих металургійних заводах розроблені і здійснюються концепції рециркуляції, складовими частинами яких є:

- постійна увага до розробки і широке використання технологій, що скорочують відходи виробництва;
- багаторазове використання скрапу, шлаків, пилу, шлаків, води, формувальних матеріалів на різних стадіях процесу;
- повторне використання матеріалів і відходів, включаючи воду, на інших ділянках як самого заводу, так і за його межами;
- внутрішньозаводське або зовнішнє застосування енергії тепловиділень і газів, що спалюються, у теплообмінниках і бойлерах;
- удосконалення технологічного ланцюга утилізації побічних продуктів виробництва;
- підготовка старих заводських ділянок для вторинного використання як для заводських потреб, так і для муніципальних.

З 1993 року діють німецькі і європейські наукові програми і концепції, що містять стратегію захисту навколишнього середовища. Систематично публікуються їх назви, адреси і телефони виконавчих служб. Основні функції, права і можливості учасників програм, в числі яких Україна, на жаль, поки що не фігурує, наступні. На першому плані - захист від забруднення середовища шляхом «первинних заходів» у самому джерелі, тобто зведення до мінімуму емісії будь-якого виду в технологічному процесі. Для збереження природи розглядаються не тільки технологічні аспекти змін у промисловій індустрії, але й економічні і соціальні, такі як безробіття, споживання, ринкові відносини, питання кваліфікаційні, комунікацій, операції й оцінки змін у глобальному масштабі.

Програми включають підтримку економіки країн, схильних до стратегії виробництва, інтегрованого з захистом навколишнього середовища, і фінансування навіть окремих технологій. В їх основі лежать розвиток виробництва рециркулюючих продуктів, керування потоком інтелектуального матеріалу, розробка і поширення новітніх технологій рециркуляції. Для кооперації зі Східною Європою і третіми державами передбачені можливості здійснення спільних проектів і консультативної діяльності, реалізація демонстраційних проектів. З 1997 р. Європейський комітет з науки і технологій створив ряд додаткових довгострокових програм, тезами яких є: виконання дослідницьких і технологічних робіт при організації зв'язку між підприємствами, науковими центрами й університетами; здійснення дослідницьких технологічних проектів з країнами третього світу і міжнародними організаціями; поширення й оптимізація результатів досліджень, технологічних рішень; стимуляція придбання навичок рециркуляції і мобільності наукових досліджень. В результаті проведених робіт у 1998 р. до програми «Життя», що розвиває і здійснює загальну погоджену політику і законодавство у сфері охорони навколишнього середовища, крім країн ЄЕС, приєдналися Албанія, Алжир, Боснія-Герцеговина, Хорватія, Кіпр, Єгипет, Ізраїль, Йорданія, Ліван, Мальта, Марокко, Сирія, Туніс, Західний берег ріки Йордан, Балтійська прибережна лінія Росії.

## **12.2. Метал**

Проблеми рециркуляції матеріальних відходів конвертерного виробництва, у першу чергу, пов'язані з переробкою шлаків, шлаків і пилу газоочисток та підготовки для плавки металургійного брухту, стружки й інших вторинних чорних металів. При цьому якщо шлакова продукція знаходить застосування, в основному, у будівельній промисловості, то препаровані (підготовлені для утилізації) шлами, пил і брухт надходять майже цілком у металургійний переділ. Головні напрямки підготовки металевого брухту - фрагментування і класифікація, видалення кольорових металів, підігрівання і пакетування легкового брухту, брикетування стружки і видалення мастил.

Сталеплавильне виробництво, виготовлення кінцевих сталевих виробів, супроводжувані утворенням скрапу, створили комплексну систему, що включає рециркуляцію скрапу, яка знаходилась у збалансованому стані століттями. Однак поява й акумулювання в сталі шкідливих для її якості і важко видаляємих з неї елементів - міді, олова, цинку, свинцю, вісмуту, сурми, миш'яку, нікелю, хрому, молібдену, кобальту, ванадію вже починає порушувати баланс, що склався, особливо при виробництві листової сталі на міні-заводах (в електропечах), коли витрати скрапу на одиницю продукції значні. Контроль вмісту домішок і видалення їх у процесі сталеплавлення є однією з важливих задач сучасної металургії, вирішення якої забезпечить бажаний замкнутий цикл основної групи конструкційних матеріалів. Нижче наведені розроблювані і застосовувані технології очищення скрапу від домішок кольорових металів.

Рафінування випаровуванням у контрольованій атмосфері пов'язане з відносно низькою температурою кипіння деяких кольорових і лужних металів, °C: As - 622, K - 760, Na - 890, Cd - 765, Zn - 906. Із оксидів кольорових і лужних металів найбільш низьку температуру кипіння мають, °C:  $\text{Na}_2\text{O}$  - 1350,  $\text{PbO}$  - 1470,  $\text{SnO}$  - 1425,  $\text{Sb}_2\text{O}_3$  - 1425.

Цинк виділяють термічною обробкою оцинкованих аркушів, що відслужили, при температурі 600°C. Після відпалювання (100°C) крихкий шар інтерметалевої фази механічно видаляють із поверхні. Використовують також вакуумну обробку автомобільного скрапу при температурі 600-1100°C, початкова газова фаза складається з азоту або оксиду вуглецю. Ефективний безперервний процес електролітичного добування цинку з автомобільного і вагонного скрапу, що завантажуються в гарячий лужний розчин, де цинк розчиняється і потім осаджується на катоді. Перелічені процеси забезпечують рециркуляцію і скрапу і цинку.

Олово зі сталевго скрапу економічно доцільно видаляти на установках з річною потужністю 30 тис.т скрапу електролітичним шляхом у каустичній содовій ванні при  $t = 85^\circ\text{C}$ . Знайде, очевидно, застосування процес обробки вкритого оловом скрапу реактивними газами ( $\text{H}_2\text{S}$ ) при 300-550°C с наступним механічним видаленням шару  $\text{SnS}$ .

Мідь, на відміну від олова і цинку, що вкривають сталь тонким шаром, знаходиться в залізному скрапі як механічна суміш частин електромоторів, охолоджувачів, змійовиків, проводів і т.п. Відмінна риса міді полягає в тому, що вона не окислюється в продуктах згоряння будь-якого палива при наявності сталевго брухту і може бути вилучена шляхом її виплавлення. Виправдали себе ручне сортування і розмелювання скрапу на куски малих розмірів з наступним магнітним розподілом заліза і міді. В Японії розподіл здійснюють за допомогою відеокамер і ПЕОМ на конвейєрі (ідентифікація міді за кольором). У США обробляють скрап сумішшю повітря і соляної кислоти при  $t = 600-900^\circ\text{C}$  - мідь випаровується у вигляді хлоридів, конденсується і складається для рециркуляції. Випробувана екстракція міді рідкою ванною металу (Al, Pb, Bi), в якій мідь швидко розчиняється, а залізо нерозчинне. 90% міді зі скрапу видаляється у вигляді  $\text{Cu}_2\text{S}$  при витримуванні скрапу в штейні (80%  $\text{FeS} + 20\% \text{Na}_2\text{S}$ ) при 1000°C в атмосфері азоту.

Це, очевидно, технології майбутнього. Поки що в промисловості кожен завод змішує «брудний» (з домішками) скрап із більш чистим або з залізом прямого відновлення, розробляючи рецепти для кожної марки сталі. Зниження вмісту домішок у сталі при цьому досягається за допомогою їх розчинення і рівномірного внесення в усі вироби. Подібну технологію слід вважати лише тимчасовим вирішенням проблеми, а не рециркуляцією і тим більше - не рафінуванням сталі.

Прийоми видалення домішок кольорових металів із рідких залізвуглецевих сплавів наступні. Мідь видаляють вакуумною обробкою або сульфідними шлаками ( $\text{Na}_2\text{S} \cdot \text{FeS}$ ;  $\text{Na}_2\text{SO}_4 \cdot \text{FeS}$ ;  $\text{Na}_2\text{CO}_3 \cdot \text{FeS}$ ) з наступним випаровуванням натрію зі шлаку, знесірченням розплаву; при цьому досягається рециркуляція міді в кольорову металургію. Олово видаляють, формуючи кальцієвімісні шлаки за реакцією  $2 [\text{Ca}] + [\text{Sn}] = (\text{Ca}_2\text{Sn})$ .

Цей метод також підходить для видалення свинцю, вісмуту, миш'яку і сурми - усі вони утворюють стійкі інтерметалеві з'єднання з кальцієм. Іншим методом видалення олова зі сталевих розплавів є (як і у випадку з міддю) вакуумне рафінування, спрощене тією обставиною, що олово утворює летки речовини  $\text{SnS}$ ,  $\text{SnO}$ , а також хлориди. Молібден видаляють додаванням до розплаву  $\text{FeS}$  і утворенням стабільних сульфідів молібдену. Очищення розплавів від хрому і ванадію не настільки проблематичне - останні легко окислюються і розчиняються в шлаках з подальшою рециркуляцією.

У США найбільше поширення одержали способи переробки автомобільного брухту з застосуванням криогенного дроблення. Витрати рідкого азоту в цих процесах складають близько 400 кг/т, що відповідає енергетичним витратам (з урахуванням виробництва азоту) приблизно 60-70 кг у.п./т. Наступні після дроблення автомобільного брухту стадії розподілу ґрунтуються на магнітній сепарації, гідравлічній класифікації з застосуванням циклонів, збага-

чення у важких середовищах, грохочення і т.д. Мідь і алюміній у процесі криогенного дроблення залишаються пластичними і подрібнюються в меншій мірі.

Як важкі середовища використовують суспензію високодисперсних часток феросиліцію і ферохрому у воді. З їх застосуванням неферомагнітну частину дробленого брухту (частки розмірами 0,5-50 мм) вдається розподілити на складові: неметалева фракція, алюміній і його сплави, мідь і мідні сплави.

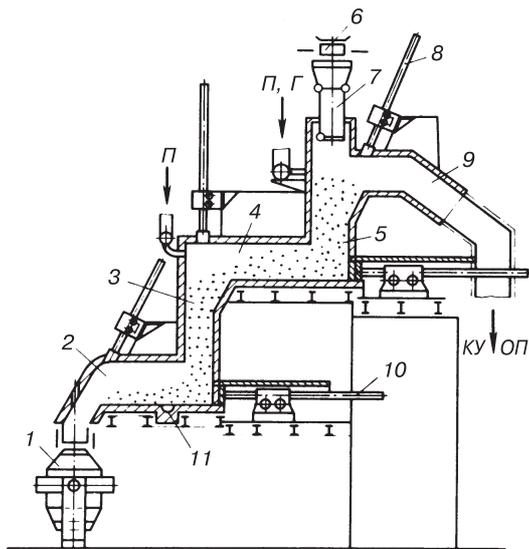
Мокрі методи очищення застосовуються також при підготовці замасленого брухту. Брухт для видалення мастила промивають в апаратах барабанного типу гарячою водою і спеціальним розчином, який потім піддають регенерації.

Поряд з наведеними існують і розвиваються різні теплові методи підготовки і переробки брухту.

Теплові методи підготовки металевого брухту включають його пакетування і брикетування, видалення мастила й емульсій, а також кольорових металів. При фільтрації технологічних газів через брухт (особливо подрібнений) з них частково видалається пил, що приводить до збільшення виходу придатного продукту. Утилізація тепла за рахунок підігріву брухту одночасно дозволяє значно скоротити витрати на використання вторинних енергоресурсів.

Один з основних недоліків теплової підготовки металобрухту пов'язаний з окислюванням заліза, що може привести до значного зниження металургійної цінності брухту. Звичайно, для успішного розвитку такої підготовки повинні бути поширені малоокислювальні і безоокислювальні методи нагрівання, тим більше, що і процеси випарного теплового рафінування металу можуть бути найбільш успішно реалізовані лише у відновлювальній (контрольованій) атмосфері.

Найбільш важлива проблема - рафінування металобрухту для конвертерів від кольорових металів, що його забруднюють. Значна кількість фізичного і хімічного тепла, що міститься в конвертерних газах, дозволяє вирішити цю проблему за рахунок тепла газів, що відходять, і, тим самим, різко знизити енергоємність конвертерної сталі. Можлива схема підігріву брухту з використанням тепла конвертерних газів наведена на рис. 12.6. Підготовлений брухт завантажується в систему газовідвідного тракту через бункер-нагромаджувач. Брухт за допомогою штовхачів послідовно проходить чотири камери: дві конвективного нагрівання (3 і 5) і дві - радіаційного (2 і 4). У камерах 2 і 3 брухт нагрівається до 1100-1250°C у відновній атмосфері, цинк випаровується і плавиться мідь. Цинк у пароподібному стані виноситься в камери 4 і 5, де окислюється і перетворюється в пил, мідь же збирається у нагромаджувачі камери 2, з якого періодично випускається. У камері 5 частина пилового цинку осідає на холодному брухті.

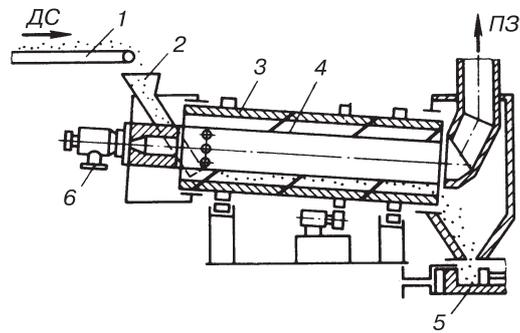


**Рис. 12.6. Схема газовідвідного тракту конвертера з підігрівом і рафінуванням брухту:** 1 - конвертер; 2, 3 - камери радіаційного і конвективного нагрівання брухту у відновній атмосфері; 4 - камера допалювання і радіаційного нагрівання; 5 - камера конвективного нагрівання; 6 - транспортер для подачі брухту; 7 - бункер-нагромаджувач; 8 - допоміжний штовхач; 9 - камера допалювання парів мастила; 10 - основний штовхач; 11 - нагромаджувач розплаву міді; П - повітря для допалювання; Г - газоподібне паливо; КУ - котел-утилізатор; ОП - очисні пристрої

Для зменшення осідання пилу цинку у випадку дуже подрібненого брухту висота завантажувального шару в камері 5 повинна бути знижена. Загальна маса брухту, який накопичується в димовому тракті, розраховується на 4-5 завантажень конвертера, що забезпечує прогрівання брухту до високої температури і глибоку внутрішню утилізацію тепла. У тракті передбачається також камера для допалювання мастила. Для підтримки необхідної температури і складу газів у період простою конвертера в камеру 9 передбачається подача не лише повітря, але й палива; у камеру 2 також передбачене введення палива. При роботі конвертера подача палива відключається.

Для нагрівання стружки застосовується кілька типів печей: барабанні, камерні, шахтні та ін. Основний тип печі для нагрівання дробленої стружки - барабанна. Варіант такої печі для безокислювального нагрівання стружки з випалюванням мастила показаний на рис. 12.7. Відмінна риса печі - наявність жарової труби. У жарову трубу направляються продукти згоряння, які ежектують у неї пари мастила. Воно згоряє за рахунок надлишкового кисню продуктів згоряння. Стружка, нагріта до 750-850°C, з печі висипається у приймальний бункер брикетувального преса, де пресується у брикети розмірами 0,3x0,3x0,3 м (щільність брикетів приблизно 5,0 т/м<sup>3</sup>). У системі підтримується розрідження, що виключає попадання парів мастила в атмосферу. Для безпеки роботи в герметизуючих тамбурах встановлені чергові пальники.

Муфелювання дещо ускладнює і здорожує процес нагрівання стружки. Малоокислювальне нагрівання стружки може бути здійснене і без муфелювання. Паливо при малоокислювальному нагріванні спалюється при  $n=0,8 \div 0,98$ ; для допалювання палива, парів мастила і сажі передбачається спеціальна камера з температурою не менше 1000°C. Необхідність підтримки позитивного тиску в печі пов'язана в цьому випадку з обов'язковою установкою аспіраційної системи. Для ефективної роботи установок з допалювання мастила, що видаляється з металобрухту, у системі автоматичного керування тепловим процесом обов'язково передбачається контроль газів.



**Рис. 12.7. Барабанна піч для безокислювального нагрівання стружки і випалювання мастила:**

- 1 - транспортер; 2 - бункер з жолобом; 3 - барабан;  
4 - жарова труба; 5 - брикетувальний прес;  
6 - пальник; ДС - дроблена стружка; ПЗ - продукти згоряння

### 12.3. Неметалеві матеріали

Вторинні матеріальні ресурси конвертерного виробництва, крім металів, включають вторинні вогнетривкі матеріали, шлаки, шлами і пил.

Вторинні вогнетривкі матеріали поділяються на два види: вогнетривкий брухт і повторно використововані вогнетривкі вироби.

Вогнетривкий брухт класифікується в залежності від хіміко-мінералогічного складу (ОСТ 1446-79). Якість і вартість переробки вогнетривкого брухту у значній мірі залежать від його забруднення шлаком, наявності домішок інших видів брухту й іншої забрудненості. Значна забрудненість брухту виключає його застосування для виробництва відповідальних виробів.

Норми повторного використання вогнетривких виробів (вогнетривів, вибраних при розбиранні кладки конвертерів, агрегатів позапічної обробки, розливання сталі як зберігших форму) так же, як і норми повернення вогнетривкого брухту, в Україні до цього часу остаточно не розроблені. За різними нормативами вони складають: повернення вогнетривкого брух-

ту - 30-35% від маси споживаних вогнетривких виробів, повернення вогнетривів для повторного використання - близько 20%.

Конвертерні шлаки на 70-85% складаються з оксидів кальцію, кремнію і заліза, основність їх -  $2,0 \div 4,5$ , що визначає схильність шлаків при затвердінні до силікатного розпаду. Їх руйнуванню (при гідратації) також сприяє наявність вільного оксиду CaO. Вміст металу в них у вигляді корольків і затверділих заплесків до 12%.

Питомий вихід шлаків складає 120-170 кг/т вироблюваної сталі. Загальний річний вихід шлаків на українських заводах в останні п'ять років змінювався незначно, і залишався на рівні 2,5-3,0 млн.т. Частина шлаку (приблизно 800 тис.т) щорічно надходила у відвали. Запаси металургійних шлаків у країнах СНД в даний час оцінюються в 500-550 млн.т. Ними зайнята територія близько 2000 га.

Основні напрямки переробки і використання конвертерних шлаків (всього в Україні переробляється близько 30%): щебінь і пісок (21,2%), оборотний продукт для металургії (6,2%), фосфорні і вапнякові добрива (2,2%). Шлаковий щебінь використовується в дорожньому будівництві, порошок (борошно) із конвертерних (саморозпадних) шлаків застосовується в сільському господарстві для вапнування кислих ґрунтів. Цей же порошок після магнітної сепарації заліза і  $Fe_3O_4$  є цінною сировиною для цементної промисловості.

У США конвертерні шлаки використовуються на 100%. Приблизно 25% їх маси повертається у доменне й агломераційне виробництва. В інших промислово розвинутих країнах використання конвертерних шлаків також високе: Німеччина - 88%, Японія - 97%, Франція - 60%.

Шлами, що утворюються, і пил різноманітні по дисперсності матеріалу, хімічних і фізико-механічних властивостях. Весь пил і шлами можна поділити на дві групи: дисперсні відходи конвертерного виробництва; шлами гідрошлаковидалення і стічних вод.

У цілому, якщо привести всі дисперсні відходи металургійного виробництва до 1 т сталі, питомий вихід пилу складає 100-200 кг, шламу - 60-80 кг. Як правило, сухі методи очищення газів від пилу і сухі методи його транспортування пов'язані з відносно грубодисперсними відходами. Високодисперсний пил, в тому числі і при використанні очисних апаратів сухого типу, часто транспортується за допомогою води, тобто у вигляді шламу. Утилізація шламу завжди обходиться дорожче, ніж використання пилу. Невикористані пил і шлами викидають у відвали і шламосховища, які забруднюють навколишнє середовище (вивітрювання сухого пилу, розчинення шкідливих речовин і т.д.). Утилізація відвальних шлаків і пилу в даний час практично не здійснюється. Щоб використовувати пил і шлами не тільки поточного виробництва, але й відвалів і шламосховищ, в агломераційному виробництві необхідно збільшити частку використання відходів у шихті з 5-15 до 40-50%.

Встановлено, що використання до 10-15% пилу і шлаків у шихті агломерату, при відсутності в них шкідливих домішок, не тільки не погіршує міцності агломерату, але навіть збільшує її, при цьому не знижуючи продуктивність машин. Вологість підготовлених шлаків не повинна перевищувати 8-9%, щоб забезпечити їх сипкість. При більшій вологості погіршується газопроникність шихти. Залізовмісний пил і шлами можуть бути безпосередньо використані в доменному і конвертерному виробництвах. В операцію підготовки шлаків у цьому випадку входять: зневоднення, огрудкування і видалення шкідливих домішок.

Доцільне спільне використання доменних і конвертерних шлаків при виробництві окотишів. У процесах огрудкування конвертерний шлам за своїм гранулометричним складом досить близький до складу мінеральних в'язучих, наприклад, бентоніту, забезпечує високе злипання шихти і міцність окотишів. По міцності окотишів конвертерний шлам (його у шихті 5%) займає проміжне місце між бентонітом і вапном. У даний час шлами і пил вважаються придатними для утилізації в металургійному виробництві, якщо сумарний вміст у них заліза, вуглецю й оксидів кальцію не менше 45%, а загальна кількість цинку, свинцю і лужних металів не перевищує 1%.

Графітний пил (спель) виділяється із насиченого вуглецем чавуну у всіх технологічних операціях, пов'язаних з його охолодженням в умовах конвективного чи променистого теплообміну відкритих поверхонь розплавленого металу з навколишнім середовищем. Вуглець у чавуні знаходиться у вигляді розчину в залізівуглецевому розплаві, у молекулах цементиту ( $\text{Fe}_3\text{C}$ ) і включень графіту. Температура чавуну перед заливанням у конвертери - 1250-1400°C. Включення графіту при цих температурах мають форму пластин товщиною в кілька атомних розмірів і в кілька разів більшу довжину.

При охолодженні чавуну з концентрацією вуглецю 3,5-4,5% спостерігається зростання графітових включень за рахунок атомів вуглецю аустеніту або в результаті прямого розпаду цементиту. У зв'язку з різною густинністю чавуну ( $\rho = 6 \text{ т/м}^3$ ) і графіту ( $\rho = 2,2 \text{ т/м}^3$ ) укрупнені при охолодженні приповерхневих шарів рідкого чавуну частки спливають. Деякою мірою виділенню часток на поверхню охолоджуючого металу сприяють і термодифузійні сили. Оскільки графітний пил не змочується металом, він підхоплюється з його поверхні конвективним потоком повітря і виноситься. Відомо, що кремній, який сприяє графітації чавуну, збільшує утворення графітного пилу; хром, марганець, сірка і магній, навпаки, знижують. Кількість графітного пилу збільшується зі зростанням температури чавуну і вмісту в ньому вуглецю.

Тонкі лусочки доменного графіту можуть мати розміри у площині часток до кількох міліметрів. Середній медіанний розмір часток 250 мкм. Вміст вуглецю у графітному пилу - 30-90%. Пил містить оксиди різних металів. Вміст Fe (до 5% в окремих точках) додає йому магнітні властивості. Ресурси графітних відходів у чорній металургії України складають близько 1,5 млн.т. Для виробництва такої кількості графіту необхідно було б переробити майже 30 млн.т графітної руди, запаси якої практично вичерпані. До 80% графітних відходів утворюється в міксерних відділеннях. Фактичний вихід графітовмісних відходів у даний час складає близько 300 тис. т, із них графітного пилу 7 тис.т на рік. Зі збільшенням об'єму доменних печей через підвищення температури чавуну питомий вихід графітного пилу збільшується. При позадоменній десульфурації чавуну значна частина графіту, що утворюється, має аморфну будову. Рівень утилізації графітного пилу - 35%. Графітний пил має найбільш широке застосування, в тому числі у виробництві електродів, електротехніці, атомній енергетиці та ін.

У конвертерних шламах, що утворюються в газоочисних установках, вміст заліза - 55-65%, середній медіанний розмір часток  $d_{50} = 0,6-1,0$  мкм. Вміст цинку в них високий - до 1,5% (в окремих випадках до 4%). Вихід пилу і шламу при донній кисневій продувці на порядок менший, ніж при верхній, комбінована продувка по цьому показнику займає проміжне положення. Шлам утилізують шляхом добавки до агломераційної шихти чи поверненням у конвертер. У схемі підготовки шламу, крім огрудування, повинне бути передбачене знецинкування і видалення лужних металів. Рівень використання конвертерних шлаків перевищує 95%.

Крім перелічених вище основних дисперсних відходів залізівмісних матеріалів, графітного пилу, ще слід відзначити значні відходи у вигляді вогнетривкого пилу (10%), пилу печей для випалу вапняку (2%), окалини установок безперервного розливання сталі і машин вогневої зачистки металу. Об'єм пилу і шлаків у вогнетривкому виробництві України досягає 300 тис. т, рівень їх використання - 90%. Близько половини уловленого доломітового пилу (30 тис. т) використовується в сільському господарстві для вапнування і розкислення ґрунтів. Розміри часток вогнетривкого пилу - 10-70 мкм, питомий вихід його при виробництві вапна складає 20-50 кг/т.

Рівень утилізації пилу печей для випалювання вапняку - 50%. Крупна окалина МБЛЗ і прокатного виробництва, що добувається з відстійників першої групи, в основному використовується як добавка в шихту агломераційного чи доменного виробництва. Окалина з другої групи відстійників відносно дрібніша і в значній мірі забруднена мастилом, що утруднює її використання в різних шихтових матеріалах. На різних заводах рівень утилізації окалини складає від 50 до 90%.

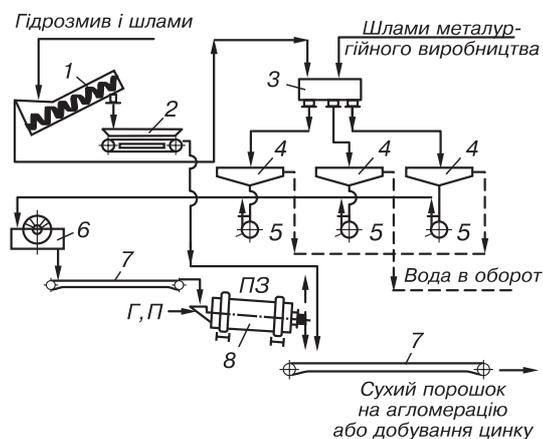
Загальний річний об'єм шламів і уловленого пилу на металургійних заводах досягає 7 млн. т. Площа землі, зайнята під шламосховищами, перевищує 1000 га. Нагромаджені на цей час у відвалах запаси основних залізовмісних шламів оцінюються в ~ 10 млн. т. У них міститься майже 2,5 млн. т заліза, близько 0,2 млн. т цинку та інших кольорових металів.

До теплових методів переробки пилу і шламів можна віднести високотемпературне (1000-1300°C) хлоруюче нагрівання. При цьому хлориди міді, цинку, золота і срібла, що утворюються, переходять у газову фазу. Далі гази охолоджуються, і хлориди конденсуються при температурі нижче 300°C. Однак такий метод теплової обробки шламів пов'язаний з використанням дуже токсичного хлору, застосування якого при переробці відходів чорної металургії навряд чи доцільне.

Переробкою шламів, пилу та іншої металургійної сировини традиційно займаються фахівці з рудно-термічних процесів, тому зупинимось лише на окремих прикладах, пов'язаних з пірометалургійним рафінуванням дисперсних відходів від домішок кольорових металів і мастила.

Один з етапів підготовки шламів пов'язаний з їхнім зневодненням. Найгірше зневоднюються високодисперсні конвертерні шлами. Для зниження вологості таких шламів до 7-8% на додаток до застосування різних вакуум-фільтрів часто використовують сушіння. Така схема із сушильним барабаном показана на рис. 12.8. Іноді сушіння високодисперсних шламів вдається уникнути шляхом установки центрифуг або фільтр-пресів, введення вологих шламів розпилюванням в агломераційну шихту чи змішування їх з відносно маловологим пилом, уловленим в апаратах сухої очистки газів. Застосування свіжовипаленого негашеного вапна також дозволяє уникнути термічного сушіння шламів.

Досить розповсюджені методи добування цинку із пилу і шламів ґрунтуються на різних різновидах вельц-процесу. Вельцювання (від німецького слова walzen - катати, перекочувати) пов'язане зі змішуванням перероблюваної сировини з подрібненим коксом, антрацитом або іншим вуглецевмісним паливом. Витрати коксу складають 200-300 кг/т гранул. Виготовлені із суміші окотиші (звичайно з додаванням руди і флюсів) піддаються нагріванню до 1200-1300°C в обертових трубчастих (барабанних) печах. Цинк і свинець при цьому відновлюються і дистилуються в пароподібному стані. Їхні пари, потрапляючи у потік продуктів згоряння, знову окислюються і перетворюються в пилові частки оксидів, які уловлюються в очисних апаратах. У подальшому окислені сублімати направляються на заводи кольорової металургії, де звичайно піддаються гідрометалургійній переробці, а металізовані окотиші, одержані в результаті відновлення оксидів заліза, використовуються у доменному чи сталеплавильному виробництві.



**Рис. 12.8. Схема зневоднювання і сушіння високодисперсних шламів:** 1 – спіральний класифікатор;

2 – стрічковий вакуум-фільтр; 3 – змішувальний і розподільний пристрій; 4 – радіальний згущувач;

5 – насос для перекачування пісків згущувача;

6 – дисковий вакуум-фільтр; 7 – конвейєр; 8 – сушильний барабан; ПЗ – продукти згоряння; Г – паливо; П – повітря

лені із суміші окотиші (звичайно з додаванням руди і флюсів) піддаються нагріванню до 1200-1300°C в обертових трубчастих (барабанних) печах. Цинк і свинець при цьому відновлюються і дистилуються в пароподібному стані. Їхні пари, потрапляючи у потік продуктів згоряння, знову окислюються і перетворюються в пилові частки оксидів, які уловлюються в очисних апаратах. У подальшому окислені сублімати направляються на заводи кольорової металургії, де звичайно піддаються гідрометалургійній переробці, а металізовані окотиші, одержані в результаті відновлення оксидів заліза, використовуються у доменному чи сталеплавильному виробництві.

При пірометалургійному способі з пилу і шламів добувається на 10-15% цинку більше, ніж у випадку механічного відділення його з використанням гідроциклонів і осаджувальних камер.

Замість трубчастих печей іноді огрудовану сировину піддають відновному на-

гріванню на піддонах у прохідних чи кільцевих печах. При підтримуванні в таких або трубчастих печах відновної атмосфери вдається одержати цинк як товарну продукцію. З цією метою цинк із газового потоку виділяється шляхом конденсації на охолоджуваній поверхні при температурі  $\leq 400^\circ\text{C}$  і в наступних очисних апаратах.

Енергоємність процесів вельцювання і подібних процесів - близько 500 кг у.п./т металізованого продукту, рівень добування цинку в промислових установках 85-90%. У продуктах очищення газів, що відходять, міститься до 80% і більше цинку та його оксидів.

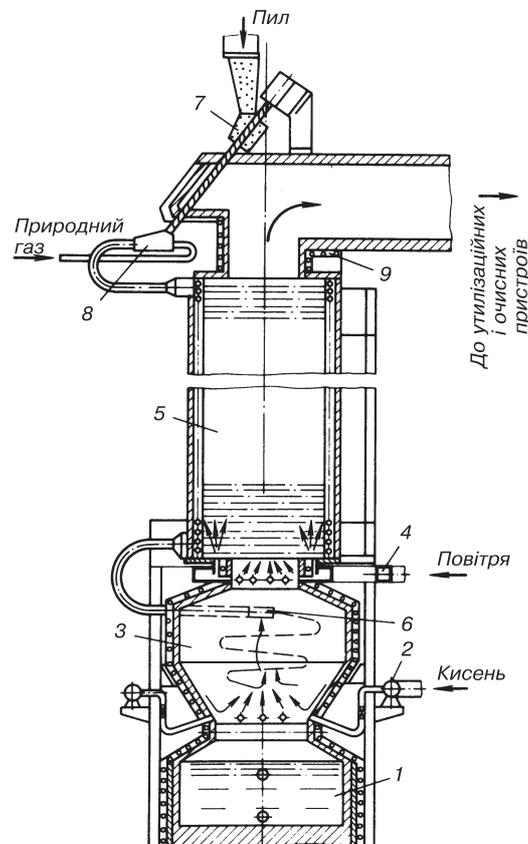
Основний напрямок підвищення виходу цинку і лужних металів зі шламів при їх пірометалургійній переробці в промислових умовах пов'язане з підвищенням температури процесу і відновлюючого потенціалу газів. У зв'язку з цим переробка шламів у рідкофазних процесах в ряді випадків виявляється ефективнішою за твердофазні технології. Рівень добування цинку (свинцю) у високо-температурних умовах досягає 99,5-99,8%, лужних металів - 75-80%. При цьому весь цинк знаходиться в газоподібному стані при наступних умовах: температура газів, що відходять,  $1500-1600^\circ\text{C}$   $n < 1,1$ ;  $1200^\circ\text{C}$   $n < 0,9$ ;

$1000^\circ\text{C}$   $n < 0,6$ , де  $n = \frac{(\%CO + \%H_2)}{(\%CO_2 + \%H_2O)}$  в газовій фазі. Фільтрація газів через шихтові матеріали зменшує вихід кольорових і лужних металів.

Рідкофазні способи переробки шламів можуть бути здійснені в різних установках. Нижче розглянуті три із них.

На рис. 12.9 представлена схема установки і переробки пилу чи висушеного шламу без їх попереднього огрудкування. Частиці такої сировини являють собою глобули із безлічі первинних часток. Розміри глобул 20-60 мкм, тобто у вихровому потоці вони повинні мати значні інерційні сили. У той же час ці утворення відносно пухкі, і швидкість їх хімічної і теплової взаємодії з газом значною мірою буде визначатися розмірами первинних часток. Розігрів і відновлення оксидів таких часток, їх випаровування і сублімація при температурі кипіння металу і вище повинні відбуватися за доли секунди, тобто процес очищення пилу від цинку може бути довершений у завислому стані. Очищені від цинку глобули різних оксидів і відновлених металів досягають схилів циклонної камери, плавляться у відновній атмосфері і стікають у ванну.

Характерна особливість представленої схеми переробки конвертерного пилу (див. рис. 12.9) пов'язана з застосуванням суспензії пилу в природному газі, що забезпечує нагрівання пилу у відновній атмосфері, стримування високотемпературного сажотво-



**Рис. 12.9. Схема переробки конвертерного пилу в завихреному потоці:** 1 - ванна розплавленого металу; 2 - підведення кисню для спалювання продуктів піролізу природного газу; 3 - циклонна камера; 4 - підведення повітря для допалювання газів і віддування пилу від поверхні рекуператора; 5 - радіаційний рекуператор; 6 - тангенціальне введення пилу; 7 - пневмометричний насос; 8 - змішувач пилу з природним газом; 9 - холодильник

рення і глибоку утилізацію тепла відпрацьованих газів. Оскільки реакції піролізу метану і відновлення оксидів досить ендотермічні, при підігріванні суміші пилу з природним газом до 1000-1100°C досягається такий рівень утилізації тепла, при якому енергоємність виплавленої сталі (чи напівпродукту) не перевищує 500 кг у.п./т. Тангенціальне введення газозависі і радіально-осьовий напрямок кисневих струменів дозволяє розділити циклонну камеру на дві зони: пристінну - з відновною атмосферою продуктів окислювального (за рахунок оксидів металів) піролізу природного газу і центральну - з продуктами її згоряння у кисні. Центральна факельна зона віддає своє тепло випромінюванням периферійному шару газу з пиловими частками і шару оброблюваного матеріалу на гарнісажі циклонної камери. Доведення складу сталі при одержанні готової продукції може виконуватись у накопичувачі.

У зв'язку з тангенціальним рухом газу й утворенням на поверхні циклонної камери розплаву очікується незначний винос із установки пилу металів і їх оксидів з високою температурою кипіння. Для стримування утворення сажі в період розігріву часток до 1100-1150°C природний газ зволожується або розбавляється азотом.

Перспективний варіант використання природного газу в якості відновлювача і пневмотранспортуючого засобу розроблений у Швеції. Попередньо природний газ пропускається через плазмовий пальник і нагрівається до 3500°C. Газозавись надходить у шахтну піч, заповнену знизу коксом, який виконує роль фільтра від механічних домішок. Охолодження відновного газу з субліматами цинку дозволяє одержати відносно чистий метал у розплавленому вигляді. Дослідно-промислове випробування шведського способу знецинкування пилу показало його технологічність. Витрати енергії на 1т цинку склали близько 55-60 ГДж (еквівалентно ~2 т у.п./т).

Переробка шламів в умовах ПРВ відрізняється найбільшою простотою і технологічністю. Схема установки ПРВ показана на рис. 12.10. Двоярусне розташування кисневих фурм дозволяє керувати температурним і атмосферним режимом по висоті плавильної камери. Часткове допалювання газів киснем (повітрям) верхніх фурм здійснюється у барбо-

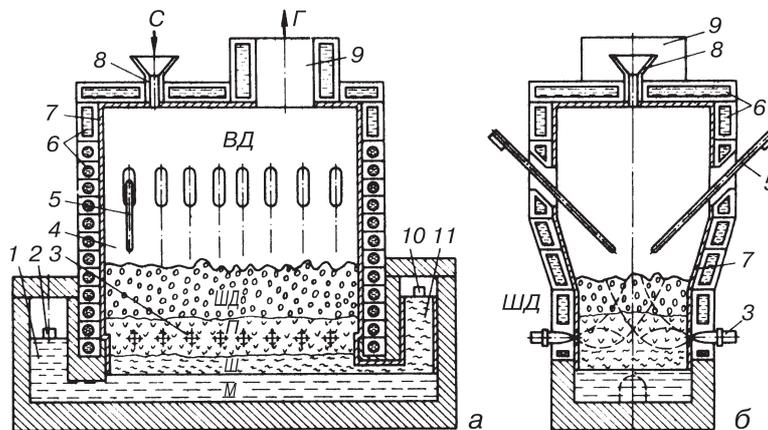


Рис. 12.10. Схема печі ПРВ: а - поздовжній розріз; б - поперечний розріз; 1 - сифон готового металу; 2 - отвір для безперервного випуску металу; 3 - фурми нижнього ярусу; 4 - плавильна камера; 5 - фурми верхнього ярусу; 6 - водоохолоджувальні кесони; 7 - гарнісаж; 8 - завантажувальна воронка; 9 - газовідвідний канал; 10 - отвір для безперервного випуску шлаку; 11 - шлаковий сифон; М - метал; Ш - шар спокійного шлаку; П - барботуюча зона першого ряду фурм; ШД - зона допалювання газів у барботуючому шарі шлаку; ВД - зона вільного допалювання газів; С - сировина (вугілля, руда, шлам); Г - гази, що відходять

туючому шлаку і над ним. Таке допалювання дозволяє із зони допалювання передати в зону першого ряду фурм до 60% тепла, що виділяється у плавильній камері. Енергоємність одержуваного продукту залежить від продуктивності і використання вторинної енергії і змінюється від 700 до 1850 кг у.п./т напівпродукту. Піч може працювати як на чистому кисні, так і на повітрі, збагаченому киснем до 60%. У пилу після переробки шлаків у печі ПРВ міститься: цинку - 15-25%, свинцю - 1-5%, лужних металів - 2-5%.

## 12.4. Газы, вторинні енергоресурси (ВЕР)

Як показано в розд. 4.4, інтенсивне газовиділення, що супроводжує процес кисневої продувки, є одним з істотних недоліків киснево-конвертерного виробництва сталі. Очищення цих газів з обов'язковим попереднім охолодженням їх продовжує залишатися складною проблемою.

Можливі різні способи рециркуляції енергії конвертерних газів. Спалюючи їх безпосередньо над конвертером у котлах спеціальної конструкції, одержують пару. Уловлювання газів після охолодження й очищення дозволяє використовувати їх як паливо в енергетичних агрегатах або в якості відновлювача в технологічних процесах.

У конвертерному газі в незначній кількості (по 1%) містяться азот, водень і кисень. Основними складовими є оксид (до 90%) і діоксид вуглецю (до 10%). Такий склад газу обумовлює високу теплоту його згоряння (8,5-9,2 МДж/м<sup>3</sup>) і токсичність. Газова суміш, що містить понад 12,5% СО, стає вибухонебезпечною при концентрації кисню більше 5%. Вихід газів і їх склад змінюються в процесі продувки. На рис. 12.11 представлений приблизний графік виходу газів під час продувки. Абсолютні значення об'єму газів залежать від конкретних умов: кількості чавуну, руди, скрапу, кисню, що вдувається, присадок, конструкції фурми і її положення, типу чавуну, що переробляється (низько- або високофосфористого), методу ведення процесу продувки та ін.

Об'єм газів, що виділяються з конвертера, визначають по максимальній швидкості зневуглецювання, а також по вмісту кисню, що вводиться при продувці. Експериментальні дані привели до емпіричного рівняння

$$V_{max} = kV_{O_2},$$

де  $k$ , в залежності від конструкції фурми (числа сопел) і технологічних особливостей процесу, має значення в межах 2-2,57. Практично кількість конвертерного газу, що виходить із горловини конвертера, складає 60-80 м<sup>3</sup> на 1 т садки.

Конвертерна плавка циклічна. Періоди продувки киснем чергуються з паузами, у які проводиться повалка конвертера для його завантаження або для зливу сталі і шлаку. При цьому міжпродувочний час у сучасних агрегатах перевищує час продувки.

Відповідно до режиму роботи конвертера, в газохід, де відбувається охолодження газів перед газоочисткою, конвертерний газ надходить періодично лише у періоди продувки.

Температура конвертерного газу коливається в межах 1400-1800°C. Можна вважати, що температу-

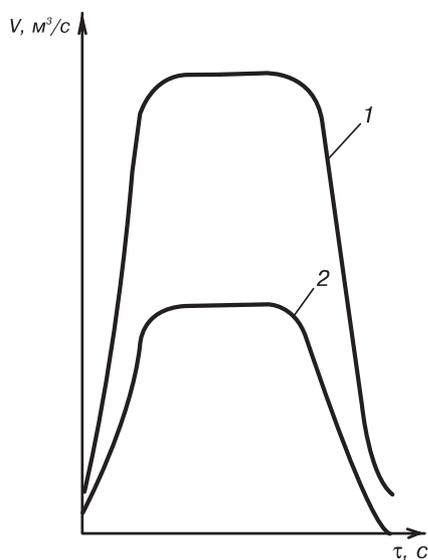


Рис. 12.11. Графік виходу газу з конвертера: 1 – у системі з допалюванням; 2 – у системі без допалювання

ра газів, які виходять із конвертера, близька до температури металу. При проектуванні охолоджуючих пристроїв за розрахункове значення беруть 1600°C. Висока температура газів на виході з конвертера обумовлює значні втрати фізичної теплоти з газами, що є суттєвою часткою в тепловому балансі конвертерної плавки (10%).

Конвертерний газ - високоякісне технологічне й енергетичне паливо. Його технологічна цінність визначається значним вмістом CO і можливістю використання газу в якості відновлювача. Енергетична цінність конвертерного газу визначається високою теплою згоряння і малим виходом продуктів згоряння на одиницю одержуваної теплоти, що забезпечує високий КВТ. Ці особливості конвертерного газу необхідно враховувати при виборі системи і способу його відведення і використання. Разом з газами з конвертера виходить значна кількість парів металу і крапель, що захоплюються газами в процесі зневуглецювання. Пари і часточки складаються в основному із заліза і його оксидів.

Вище реакційної зони пари заліза і його оксидів конденсуються, утворюючи плавильний пил. У процесі спалювання газу цей пил при високих температурах окислюється до Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, причому відбувається подальше його подрібнення.

На крупність пилу і його склад істотно впливає спосіб відведення газу з конвертера: при доступі повітря і горінні конвертерного газу чи без доступу повітря.

При відведенні газів з допалюванням вміст часточок розміром менше 0,5 мкм складає приблизно 20%, 0,5-1 мкм - 65% і більше 1 мкм - 15%. Хімічний склад пилу в газах при різних системах їх відведення наведений у табл. 12.2.

Таблиця 12.2

Хімічний склад пилу, %

Компонент	Спосіб відведення газів	
	з допалюванням	без допалювання
Fe	2,0	19,5
FeO	29,0	68,7
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	60	1,15
SO <sub>2</sub>	2,4	1,87
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,25	1,0
CaO	2,5	1,6
MgO	0,15	1,5
MnO	2,38	3,11
SO <sub>4</sub>	0,32	1,57

У процесі продувки хімічний склад пилу дещо змінюється.

Кількість пилу, який виноситься із конвертера, досягає 1,5% від маси металошихти, що на 1 т рідкої сталі (при виході придатного металу 90%) складає приблизно 16 кг. Якщо на 1 т рідкої сталі доводиться 80 м<sup>3</sup> конвертерного газу, то його запиленість дорівнює приблизно 200 г/м<sup>3</sup>. При великій запиленості і зазначеному хімічному і дисперсному складі газу мають темне забарвлення і швидко забруднюють навколишнє середовище. В залежності від концентрації пилу, газу набувають такого забарвлення, г/м<sup>3</sup>:

500 і більше - темно-червоне;                      200-250 - червоне;                      100-150 - рожеве;                      70 і менше - сіре.

Припустимий вміст пилу в газах, що викидаються в атмосферу - 100 мг/м<sup>3</sup>. В міру удосконалення пиловловлюючих апаратів норми пилових викидів будуть знижуватися.

Усе сказане вище про вихід і запиленість газів відноситься до традиційної технології конвертерного процесу з верхньою продувкою ванни киснем.

При донній подачі в конвертер кисню (див. розділ 5) і комбінованій донно-верхній продувці (див. розділ 6) дуттєвий режим більш сприятливий для взаємодії газів з металом, металу зі шлаком, оскільки газу надходять знизу і розосереджено. В цих умовах зростає потужність перемішування ванни струменями газів, що вдуваються, і бульб СО, що виділяються. Перемішування ванни стає не тільки інтенсивнішим, але й рівномірним, що охоплює весь її об'єм, а процес продувки перебігає більш спокійно. Це дозволяє підвищити інтенсивність подачі кисню без утворення виносу і викидів, сприяє поліпшенню і стабілізації засвоєння кисню і флюсів, зменшенню димовиділення й окислювання заліза.

При відведенні газів без доступу повітря пилоподібні часточки мають більші розміри. Відповідно до цих особливостей вибирається схема газоочистки. При більш дрібних фракціях пилу вимоги до газоочистки підвищуються.

### Способи відведення й охолодження конвертерного газу

Загальна схема компонування конвертера з основним устаткуванням охолоджувачів і газоочистки наведена на рис. 10.5. Слід звернути увагу на те, що газовідвідний тракт значно перевищує за габаритними розмірами і відповідно за вартістю відносно простий у конструктивному відношенні головний технологічний агрегат - конвертер. Це потрібно враховувати, обираючи спосіб охолодження, конструкцію охолоджувачів, апарати газоочистки, а також при вирішенні питання про ефективність використання запасу вторинної енергії конвертерного газу.

Розглянемо ці питання з позицій рециркуляції матеріалів і тому більш детально, ніж у підрозділі 10.4.

Температура газів перед газоочисткою не повинна перевищувати 200-300°C. Оскільки температура газів на виході з конвертера в середньому становить 1600°C, то перед газоочисткою їх слід охолоджувати. Існують такі способи охолодження: розведення повітрям, впорскування води, обладнання газоходу водоохолоджуваними камінами чи екранами; вироблення пари в КУ за рахунок фізичної теплоти конвертерних газів або продуктів їх згоряння.

Найчастіше ці способи комбінуються.

Повне охолодження газів лише подсмоктуваним повітрям значно збільшує об'єм газів і викликає необхідність установки надзвичайно потужних димососів. Тому подачу повітря обмежують, подальше охолодження димових газів здійснюється в охолоджувачах, а також впорскуванням води наприкінці газового тракту перед газоочисткою.

Спосіб охолодження і конструкції охолоджуючого устаткування істотно впливають на технологічний процес виплавки сталі і показники конвертерного виробництва.

Класифікація охолоджувачів конвертерних газів (ОКГ) враховує такі основні ознаки, як коефіцієнт витрат повітря при надходженні газів із конвертера у газохід і використання енергії конвертерного газу (рис. 12.12).

Газу відводять із конвертерів різними способами, при яких величина коефіцієнта витрат повітря на вході в охолоджувач різна: при повному спалюванні газу із доступом повітря  $\alpha > 1,0$ ; з доступом повітря і частковим спалюванням газу -  $0 < \alpha < 1$ ; без доступу повітря і без спалювання газу -  $\alpha = 0$ .

Газу на виході з конвертера містять 0,95-1,05 МДж теплоти на 1 т сталі (фізичної теплоти - близько 20%, хімічної енергії - 80%). Використання теплоти газів дозволяє заощадити до 30 тис. т умовного палива на 1 млн.т виплавленої сталі.

При використанні теплоти конвертерного газу можна одержати гарячу воду і насичену пару в охолоджувачах з допалюванням (при  $\alpha > 1$ ).

Для цього використовують радіаційно-конвективні котли. Пара направляється для технологічних потреб підприємства або після перегріву - для енергетичних цілей у турбогенератори.



Рис. 12.12. Схема класифікації ОКГ

У системах без допалювання чи з частковим допалюванням у радіаційних котлах використовують до 10% хімічної енергії і фізичну теплоту конвертерного газу з наступним уловлюванням його і спалюванням як палива в енергетичних чи технологічних агрегатах.

Цифри після індексу ОКГ відповідають садці конвертера в тоннах і порядковому номеру конструкції, наприклад, ОКГ-100-2: охолоджувач за 100-тонним конвертером, модифікація друга.

### Відведення конвертерного газу з допалюванням

До 1973 р. більшість конвертерів працювали за схемою відведення газів з доступом повітря і повним допалюванням. При відведенні газів з доступом повітря в зазорі між горловиною конвертера і газоходом (звичайно 600-700 мм) підтримується розрідження 10-40 Па, при якому всі гази, що виходять із конвертера в період кисневої продувки, відводяться в охолоджувач. При цьому по периметру газового струменя підсмоктується зовнішнє повітря, що приводить до згоряння газу.

Внаслідок високої температури газу периферійні шари згоряють відразу, а весь газ спалюється цілком на шляху, що дорівнює десятикратному еквівалентному діаметру газоходу. Продукти згоряння містять оксид вуглецю, кисень, азот, оксиди азоту, водяну пару, оксид сірки.

Достоїнство системи відведення газів з повним допалюванням полягає в тому, що через тракт проходять вибухобезпечні продукти згоряння. Однак кількість їх у кілька разів більша за об'єм конвертерного газу, тому охолоджувач повинен мати велику теплосприймаючу поверхню, а весь газовий тракт - великі габаритні розміри, що є недоліком ОКГ із допалюванням.

В міру інтенсифікації продувки у газовідвідному тракті кількість конвертерного газу зростає. Оскільки димосос має певну продуктивність, підсмоктаного повітря може виявитись недостатньо для повного спалювання газу (у продуктах згоряння міститься оксид вуглецю). При мокрому очищенні гази не вибухонебезпечні, якщо вміст СО у них менше 12,5%, а при сухому електростатичному очищенні - менше 5-6%. Такий вміст оксиду вуглецю відповідає коефіцієнту витрат повітря 0,75.

Якщо  $\alpha < 0,75$ , то вміст СО перевищує 12,5% і гази стають вибухонебезпечними. Систему відведення таких газів називають «ОКГ з частковим допалюванням». Роботу системи з частковим допалюванням газу контролюють по вмісту за охолоджувачем оксиду вуглецю, водню і кисню.

Істотним недоліком ОКГ із частковим допалюванням є значні викиди в атмосферу незгорілого оксиду вуглецю. На відміну від газів, що вийшли з конвертера, газу, що пройшли охолоджувач при недостатній кількості повітря, називають конвертерними газами, що відходять.

При відведенні конвертерного газу з допалюванням він може бути охолоджений без використання забраної теплоти чи з використанням її в КУ.

#### ОКГ без використання теплоти

Теплосприймаючі поверхні в газоході звичайно виконуються трубчастими. Найбільш простими за конструкцією є водяні охолоджувачі.

На рис. 12.13 наведена схема водяного охолодження конвертерного газу з допалюванням без використання теплоти.

Газовідвідний тракт 2 обладнаний біля горловини конвертера водоохолоджуваними кесонами 1. Значна поверхня газоходу екранована трубами 3, які через колектори 4 об'єднані в замкнений контур з акумуляторами 6. У контур включені циркуляційні насоси 7. Перед очисткою газу охолоджують водою, яка впорскується форсунками 5.

У цій схемі реалізується лише незначна кількість забраної в екранах теплоти. Установки такого типу працює на металургійному комбінаті «Криворіжсталь». Така схема раціональна лише для малих конвертерів.

В Японії розроблені системи ОКГ із водяним охолодженням і використанням теплоти нагрітої води. На рис. 12.14 представлена схема з теплообмінником низького тиску. Застосування цієї схеми виключає появу корозії, тому що охолоджуюча технічна вода не контактує з повітрям. Верхня частина резервуарів з водою заповнена азотом із тиском близько 3 кПа.

Гаряча вода, що утворюється в період продувки конвертера, накопичується в резервуарі гарячої води, а живильний насос безперервно подає її до холодного резервуара через теплообмінник. Протягом паузи вода від газоохолоджувача повертається в холодний резервуар і може використовуватись для охолодження кисневих фурм.

На рис. 12.15 зображена замкнена система водяного охолодження з пароутворенням при атмосферному тиску. За цією схемою охолоджуюча вода нагрівається і випаровується. Пароводяна суміш надходить у резервуар, де вона сепарується, виділена пара виходить в атмосферу. Температура води в резервуарі - менше 100°C, резервуар не герметизований. Для даного контуру застосовують охолоджувач кесонного типу.

#### ОКГ з використанням теплоти

За великими сучасними конвертерами для відведення газів і використання їх теплоти згоряння встановлюють парові котли, у газоходах яких згоряють конвертерні газу. У перший період розвитку киснево-конвертерного способу виробництва сталі застосовували лише парові котли з примусовою циркуляцією. В міру удосконалення процесу кисневої продувки, відпрацювання режиму подачі сипучих матеріалів, поліпшення гідродинаміки фурменого пристрою почали застосовувати котли зі звичайною чи змішаною циркуляцією. Такі

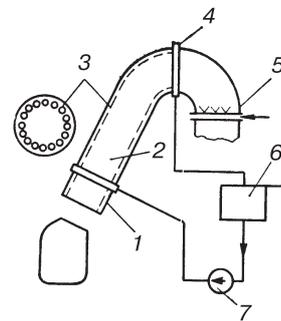


Рис. 12.13. Схема водяного ОКГ

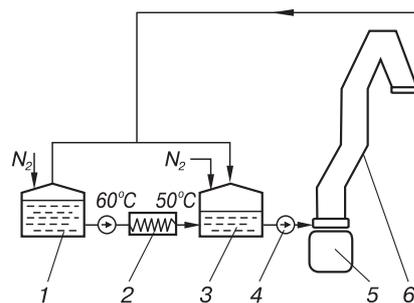
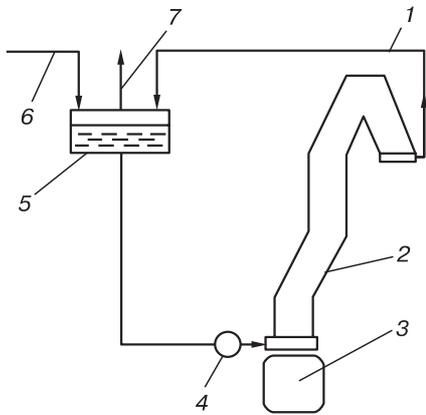


Рис. 12.14. Схема контуру водяного охолодження ОКГ з теплообмінником низького тиску: 1 - резервуар з гарячою водою; 2 - теплообмінник; 3 - резервуар з холодною водою; 4 - насос; 5 - конвертер; 6 - ОКГ



**Рис. 12.15. Схема контуру водяного охолодження ОКГ із пароутворенням при атмосферному тиску:** 1 - подача пароводяної суміші; 2 - ОКГ; 3 - конвертер; 4 - насос; 5 - резервуар; 6 - підведення холодної води; 7 - відведення пари

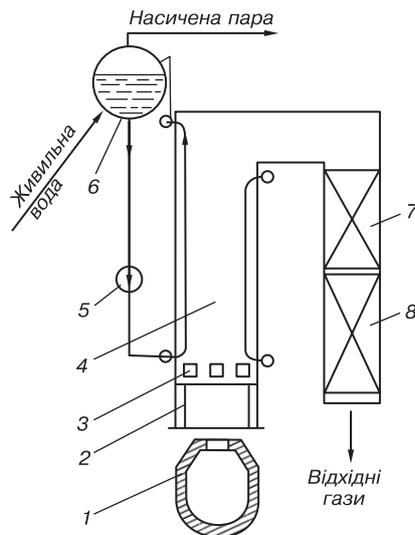
установки працюють на комбінатах Нижнього Тагілу, Маріуполя (ім. Ілліча), Новолипецька та ін.

Умови роботи парових котлів-охолоджувачів відрізняються від умов звичайних парових котлів різними коливаннями теплових навантажень, паропродуктивності, температурного режиму, тиску, рівня води в барабані, обігрівом поверхонь нагрівання дуже запиленими газами, наявністю отвору великих розмірів для введення конвертерного газу, а також отворів для пропускання сипучих сировинних матеріалів і кисневих фурм.

Котли бувають двох основних типів: одноходові і двоходові. В одноходових котлах радіаційного типу газу охолоджуються до 800-1200°C. Перед газоочисткою подальше охолодження здійснюється впорскуванням води. У двоходових котлах радіаційно-конвективного типу П-подібного компонування (рис. 12.16) у підйомному газоході розташовані дві групи радіаційних поверхонь нагрівання, кожна з яких має самостійний циркуляційний контур. В опускному газоході розташовані конвективні поверхні нагрівання: випарні змійовики й економайзер. У цих котлах газу охолоджуються до 300°C.

Між радіаційною шахтою і горловиною конвертера передбачений екранований водоохолоджуваний камін (кесон), що складається з нерухомої і рухомої частин. Котли мають одноступінчасту систему випару, живлення надходить від ТЕЦ конденсатом із додаванням хімічно очищеної води в кількості 30-40%.

Швидкість циркуляції води в радіаційній і конвективній частинах котла складає 1-1,2 м/с, що забезпечує його надійну роботу. Вода по трубах, що обігріваються, і змійовиках розподіляється дроселюванням потоку перед кожною трубою чи змійовиком. У циркуляційному контурі перед насосами є фільтри для захисту від попадання кусків електродів, гра-



**Рис. 12.16. Схема ОКГ із допалюванням і використанням теплоти:** 1 - конвертер; 2 - водоохолоджуваний камін; 3 - підтопкові пальники; 4 - радіаційний газохід; 5 - циркуляційний насос; 6 - барабан-сепаратор; 7 - конвективні випарні поверхні нагрівання; 8 - економайзер

ту й інших сторонніх тіл. Фільтри встановлюють також перед дросельними шайбами, щоб їх отвори не засмічувалися шламом.

У міжпродувний період котел опалюється коксодоменною сумішшю, коксовим, природним газом чи мазутом, для чого в нижній частині підйомного газоходу знаходяться підтопкові пальники. Повітря для горіння подається вентилятором. У період підтопки паропроductивність котла підтримується на рівні 30-60% від номінальної. Графік виходу пари представлений на рис. 12.17.

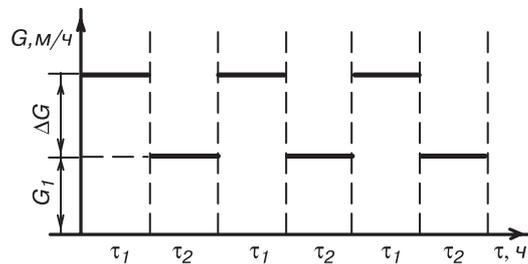
Об'єм, температура і склад конвертерного газу, а також кількість переданої теплоти, теплові напруги поверхонь - змінні величини і залежать від швидкості вигорання вуглецю, обумовленої технологічними факторами.

Під час продувки 100-130-тонного конвертера за рахунок енергії конвертерного газу виробляється в середньому до 70 т насиченої пари. За період продувки середня паропроductивність котла складає 160-200 т/год., середня кількість газів, що виділяються з витратою кисню 260-360 м<sup>3</sup>/хв., - близько 25 тис. м<sup>3</sup>/год.

На рис. 12.18 показана теплова схема використання пари ОКГ у конвертерному цеху № 1 Новолипецького комбінату. Насичена пара від котла надходить у загальний паропровід, звідки основна частина його відводиться у пароперегрівач. Перегріта пара направляється у паропровід заводу з параметрами 450°C і 3-3,2 МПа, використовується на ТЕЦ і кисневих станціях для приводу повітряних і кисневих компресорів. Надлишки пари, одержувані при продувці, надходять в акумулятори, які можна заряджати до тиску 5 МПа. У міжпродувний період вони розряджуються, і пара надходить у заводський паропровід насиченої пари з тиском 1-1,2 МПа.

Уніфіковані охолоджувачі конвертерних газів ОКГу-160 поступово замінюють котли-охолоджувачі ОКГ-100-2 і ОКГ-100-3.

Для забезпечення безперервної роботи котла при періодичному режимі конвертера його можна встановлювати за двома агрегатами. В цьому випадку не потрібна підтопка яким-небудь паливом у періоди пауз.



**Рис. 12.17. Режим виходу пари в ОКГ із**

**підтопкою:  $t_1$  - період продувки;**

**$t_2$  - міжпродувний період;**

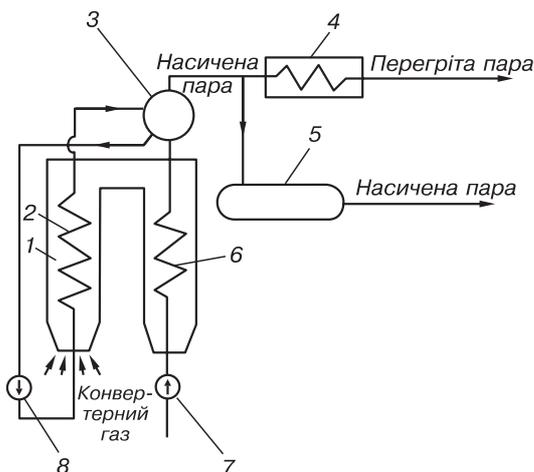
**$G_1$  - стабільна кількість пари, що надходить на перегрівання;  $\Delta G$  - надлишки пари, що накопичується в акумулятор**

**Рис. 12.18. Теплова схема використання пари ОКГ у заводських мережах: 1 - ОКГ;**

**2 - випарні поверхні; 3 - барабан-сепаратор;**

**4 - пароперегрівач; 5 - акумулятор пари;**

**6 - економайзерні поверхні; 7 - живильний насос; 8 - циркуляційний насос**



Характеристика серійних ОКГ із допалюванням

Характеристика	Тип котла	
	ОКГ-100-2р	ОКГ-100-3а
Фактична садка конвертера, т	132	147
Витрати кисню, м <sup>3</sup> /хв	260-320	300-400
Тривалість продувки, хв	24	22-16
Величина підтопки, кВт	до 22 000	до 23 200
Тиск у барабані, МПа	2,5 ± 0,05	4,6 ± 0,1
Продуктивність котла (максимальна), т/ч	160	210

Характеристика серійних ОКГ-100 з допалюванням наведена в табл. 12.3.

Досвід роботи установок по охолодженню конвертерного газу з допалюванням і використанням теплоти для виробництва пари як на вітчизняних, так і на зарубіжних підприємствах показав економічну доцільність їх застосування. Вироблення пари ОКГ за 100-130-тонним конвертером приблизно в десять разів більше, ніж КУ за великовантажною мартенівською піччю.

Описані вище котли призначені для відведення газів з повним допалюванням, але можуть працювати і при схемах з недопалюванням чи з частковим допалюванням з ретельним ущільненням перехідного й опускного газоходів. Саме так реконструювали охолоджувачі на Новолипецькому металургійному комбінаті, коли збільшили інтенсивність продувки киснем, і об'єм газів різко зріс. Переведення ОКГ на роботу з неповним допалюванням скоротило тривалість продувки і збільшило виробництво сталі на 20%.

#### Очищення продуктів згоряння конвертерного газу

Після охолоджувачів у газовому тракті встановлюються апарати газоочистки.

На рис. 12.19 наведена схема газовідвідного тракту в системі з допалюванням конвертерного газу, без використання його теплоти в охолоджувачі, застосована на комбінаті «Криворіжсталь». Тут гази очищають за допомогою швидкісних газопромивачів. Після охолоджувача продукти згоряння надходять у скруббер, а потім - у круглу трубу Вентурі і після відцентрового скруббера димососом викидаються в атмосферу через димохідну трубу.

Газоочисна установка з круглою трубою Вентурі введена на Західно-Сибірському комбінаті в конвертерному цеху №1 за 150-тонним конвертером (витрати кисню на продувку - 350-500 м<sup>3</sup>/хв). При гідравлічній опорі труби Вентурі не менше 10,8 кПа і питомому зрошенні 0,75-0,85 л/м<sup>3</sup> з переважною подачею води на центральне зрошення ефективність пиловловлювання забезпечується на рівні 99,5% (залишкова концентрація пилу - менше 100 мг/м<sup>3</sup>).

Недолік одноступінчастої системи очищення газів - підвищений абразивний знос

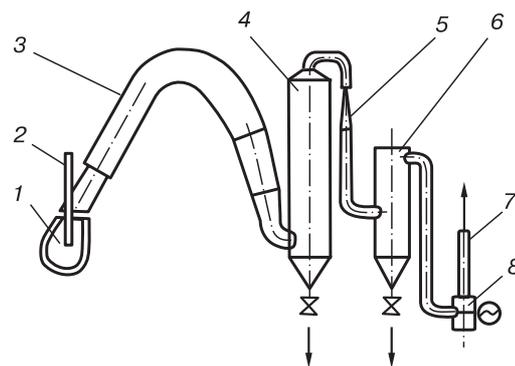


Рис. 12.19. Схема відведення й очищення конвертерних газів з допалюванням С без використання теплоти з круглою трубою Вентурі:  
1 - конвертер; 2 - фурма; 3 - охолоджувач;  
4 - скруббер; 5 - труба Вентурі; 6 - відцентровий скруббер; 7 - димар; 8 - димосос

елементів установки в результаті проходження всього пилу, що вловлюється, через трубу Вентурі при підвищених швидкостях газу. Для усунення цього недоліку перед регульованою трубою Вентурі встановлюється вузол скрубєрного охолодження чи вузол сухого видалення пилу. Таке двоступінчасте очищення конвертерних газів, що відводяться при повному чи частковому їх допалюванні, забезпечує вміст пилу в газах, що викидаються, на рівні санітарних норм.

За кордоном у схемах із застосуванням турбулентних промивачів для охолодження газу замість скрубєрів застосовують низьконапірні труби Вентурі (Канада), а також тканинні фільтри (Франція).

На рис. 12.20 представлена схема очищення конвертерного газу з допалюванням і використанням теплоти на Єнакіївському металургійному заводі.

Після охолодження в котлі продукти згоряння конвертерного газу надходять у скрубєр прямокутного перерізу, а потім - у блок з восьми труб Вентурі і двох паралельно розташованих відцентрових скрубєрів. Рух газів від конвертера через охолоджувач і газоочистку забезпечує димосос типу «7500-11-1» з електродвигуном потужністю 2500 кВт. Для очищення поверхні ротора від пилових відкладень димосос періодично промивають водою. Наведена схема забезпечує очищення газу до кінцевої пиломісткості 70 мг/м<sup>3</sup>.

У застосовуваних на деяких підприємствах блоках із 96 і 144 труб Вентурі з діаметром горловини 90 мм є значні експлуатаційні недоліки: не забезпечується рівномірність розподілу газу по трубах Вентурі; спостерігається великий абразивний знос апаратів і газопроводів через значну питому запиленість на окремих ділянках; утруднене обслуговування труб Вентурі у зв'язку з великою їх кількістю. Тому в останні роки застосовують апарати з кількістю труб 8-16 шт. і з великим діаметром горловини (200-350 мм).

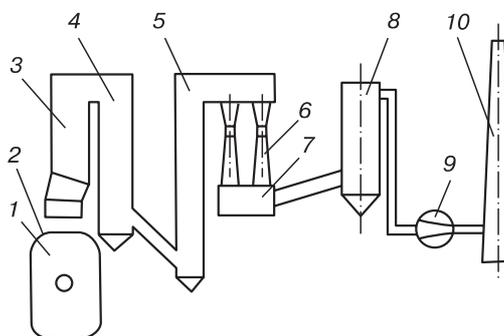
### Відведення конвертерного газу без допалювання

Для відведення конвертерного газу без допалювання неприпустиме попадання повітря у газовий тракт, тобто слід перекрити зазор біля горловини, що представляє значні труднощі через необхідність повалки конвертера в окремі періоди роботи.

Зазор між конвертером і газоходом перекривається «юбкою» (ковпаком), що переміщується вертикально (див. рис. 10.6). Ущільнювати зазор між конвертером і охолоджувачем можна по-різному. Для цього використовують азотну завісу (в Японії, ФРН) чи тампон інертних газів (СНД, Франція). В усіх цих способах безпека роботи газового тракту забезпечується відділенням потоку конвертерного газу від потоку повітря, що надходить у газохід у міжпродувні періоди.

Для нормальної роботи тракту в зазорі підтримують незначний тиск або розрідження за допомогою автоматичних систем, установлених на трубах Вентурі за охолоджувачем. Доцільно регулювати розрідження зміною числа оборотів димососа.

Незалежно від способу ущільнення зазору конвертерний газ без допалювання надходить у газовідвідний тракт, де його фізична теплота реалізується для одержання пари в котлі-охолоджувачі ОКГ.



**Рис. 12.20. Схема очищення конвертерного газу з допалюванням і використанням теплоти:**

1 – конвертер; 2 – отвір для фурми; 3 – підйомний газохід КУ; 4 – опускний газохід; 5 – скрубєр; 6 – блок труб Вентурі; 7 – інерційний водовідділювач; 8 – відцентровий скрубєр; 9 – димосос; 10 – димохідна труба

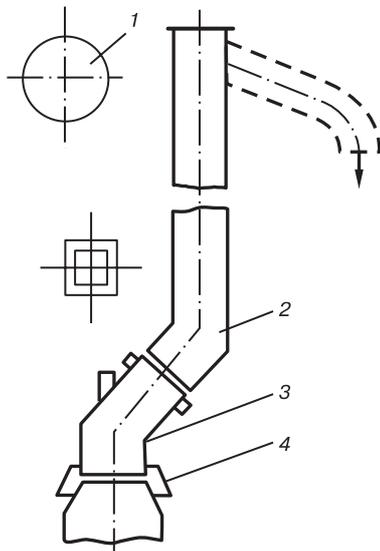


Рис. 12.21. Схема ОКГ без допалювання

В якості ОКГ без допалювання застосовують котли радіаційного типу, в яких газ охолоджується до  $1000^{\circ}\text{C}$ , і радіаційно-конвективні із ширмовими екранами й охолодженням до  $500\text{-}600^{\circ}\text{C}$ . Після котла перед газоочисткою додаткове охолодження здійснюється шляхом впорскування води у газохід. Схема ОКГ без допалювання з радіаційним котлом представлена на рис. 12.21. Котел-охолоджувач конвертера складається з наступних основних елементів: кесона, що відкочується під час перефутеровки; навішуваної на кесон 3 «юбки» 4; стаціонарного радіаційного газоходу 2, барабана-сепаратора 1. Кесон і газохід мають прямокутний чи круглий переріз. По периметру радіаційної частини газоходу встановлені трубчасті панелі. Пропонується створення охолоджувачів, труби яких з боку газів вкриваються самонаводним гарнісажем, що підвищить надійність агрегату. У представленій схемі забезпечена можливість використання конвертерного газу як ВЕР: фізична теплота реалізується в котлі-охолоджувачі для вироблення пари, а сам газ може бути застосований як високоякісне паливо після очищення від пилу. Існують різні способи очищення поверхонь нагрівання охолоджувача від осілого виносу: дрібно-

очистка, імпульсне очищення. Ефективне очищення поверхонь нагрівання підвищує пропускну здатність котла й інтенсивність кисневої продувки.

На комбінаті «Азовсталь» побудовані ОКГ для конвертерів садкою 350-400 т. Котли барабанні, із примусовою циркуляцією, П-подібної компоновки. Кесон і стаціонарний газохід мають мембранну конструкцію. Переріз газоходу прямокутний (4800 x 4850 мм). На початку і наприкінці продувки протягом 0,5-1 хв. допалюється конвертерний газ, при цьому утворюється тампон інертних газів, що представляє собою продукти повного згоряння конвертерного газу. У ці періоди «юбка» піднята над газоходом. В установці застосовується система регульованого тиску на вході в газовий тракт, система автоматично включається з опусканням «юбки» і забезпечує роботу ОКГ в режимі «без допалювання». У цей період конвертерний газ надходить у котел-охолоджувач, де за рахунок фізичної теплоти одержують насичену пару. Перед кінцем продувки «юбка» автоматично піднімається. Після ОКГ газ очищається від пилу і викидається в атмосферу через димові труби-свічі.

У табл. 12.4 наведені деякі показники, що характеризують роботу котлів-охолоджувачів без допалювання ОКГ-250 і ОКГ-400.

Аналіз таблиці дає змогу судити про динаміку показників у міру вдосконалення киснево-конвертерного процесу виробництва сталі. Збільшення садки конвертера й об'єму кисню, що вдувається й інтенсифікує плавку, вимагає зміни конструкції і режимів роботи газовідвідних трактів. Значно зростає об'єм газів, що виділяються при інтенсивності продувки  $2800\text{ м}^3/\text{хв}$  він складає 330 тис.  $\text{м}^3/\text{год}$ . Допалювання конвертерного газу приведе до такого об'єму продуктів згоряння, який непомірно збільшить габаритні розміри і вартість усієї установки. В цих умовах раціональною є система газовідведення без допалювання.

У котлах ОКГ-400 значно розвинена поверхня нагрівання (до  $1243\text{ м}^2$ ) і збільшена паропродуктивність до 325 т/год. пари в порівнянні зі 100-150 т/год. в ОКГ-250.

Системи ОКГ без допалювання доцільні також у конвертерах з донною і комбінованою продувкою. На металургійному комбінаті ім. Дзержинського в конвертерному цеху встановлені два 250-тонних конвертери, які здатні працювати з комбінованою продувкою киснем.

Таблиця 12.4

## Показники роботи котлів-охолоджувачів

Показники	ОКГ-250		ОКГ-400	
	Витрати кисню, м <sup>3</sup> /хв			
	1000	до 1500	2000	2800
Металошихта (садка), т	300	300	350	400
Максимальна паропроductивність, т/год.	95	150	285	325*
Коефіцієнт витрат повітря	0,11	0,11	0,11	0,11
Температура газів за котлом, °С	950	1100	950	1070
Приблизна кількість конвертерного газу, тис. м <sup>3</sup> /год.	120	168	240	330
Сумарна поверхня нагрівання, м <sup>2</sup>	400	825	1243	1243

\* Примітка: середня паропроductивність котла - 70 т/год.

За кожним конвертером є охолоджувач ОКГ-130БД, що працює за схемою без допалювання і відведення конвертерних газів при температурі 1650°С. Охолоджені конвертерні газу спалюються на свічі (табл. 12.5).

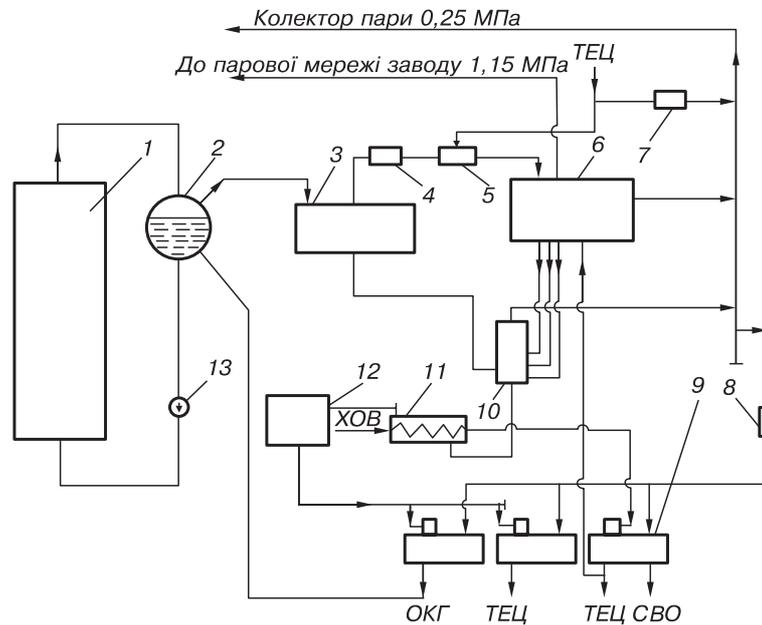
Для максимальної реалізації енергетичних ресурсів у киснево-конвертерному цеху встановлений енергоблок, до складу якого входять акумуляторна, випарна і деаераторна установки, а також допоміжне устаткування (рис. 12.22). Пара із барабана котла надходить по паропроводу в акумуляторну установку. З початком продувки конвертера тиск в акумуляторах підвищується, досягаючи наприкінці продувки 4 МПа; у міжпродувний період акумулятори розряджуються до 1,6-1,8 МПа.

З акумуляторів пара потрапляє в редуційні установки (РУ), в яких тиск знижується до 1,6 МПа. Ця частина пари використовується для пароежекторного насоса агрегату вакуумування сталі, а решта після змішувача (сюди надходить також перегріта пара з ТЕЦ) направляється у багатоступінчасту випарну установку. Конденсат від усіх ступенів випарної установки надходить в усереднювач тиску. Відсепарована тут пара з тиском 0,25 МПа на-

Таблиця 12.5

## Параметри роботи ОКГ за 250-тонним конвертером з комбінованою продувкою

Параметри	Відведення з допалюванням	Відведення без допалювання
Інтенсивність кисневого дуття, м <sup>3</sup> /хв.	700	1350
Тривалість плавки, хв.	42	32
в т. ч. тривалість продувки	18	11
Середній вихід пари, т/год.	83	47
Кількість виробленої за продувку пари, т	58	25



**Рис. 12.22. Теплова схема енергоблоку киснево-конвертерного цеху комбінату ім. Дзержинського:** 1 – ОКГ; 2 – барабан-сепаратор; 3 – акумуляторні установки; 4 – РУ 4/1,5; 5 – змішувач пари; 6 – багатоступінчаста випарна установка; 7 – РОУ 1,6/0,3; 8 – РУ 0,25/0,12; 9 – деаераторні установки; 10 – усереднювач конденсату; 11 – теплообмінник; 12 – бак запасу конденсату; 13 – циркуляційний насос

правляється в колектор, а конденсат охолоджується в теплообміннику хімічно очищеною водою (ХОВ) і подається в баки запасу. Відібрана із проміжних ступенів випарної установки пара з тиском 1,15 МПа направляється в парову мережу заводу. Пара від ТЕЦ через редуційно-охолоджувальну установку (РОУ) з останнього ступеня випарної установки надходить у колектор з тиском 0,25 МПа і використовується: у деаераторах, парових теплообмінниках, для гарячого водопостачання та ін. У деаераторно-живильних установках (ДЖУ) відбувається деаерація конденсату випарників та інших джерел енергоблоку. Гріюча пара у деаератори надходить з тиском 0,12 МПа через регулятори тиску з колектора пари, який має тиск 0,25 МПа. Із деаераторних баків живильна вода - конденсат подається у барабани котлів ОКГ, ТЕЦ і СВО підігрівачів сировини вапняно-випалювального цеху.

Таким чином, розглянута схема передбачає замкнений контур: котел-охолоджувач – енергоблок – котел-охолоджувач. При ефективному використанні фізичної теплоти конвертерного газу в ОКГ без допалювання енергоблок виробляє пару і конденсат для енергетичних і технологічних споживачів, а також для власних потреб цеху.

### Очищення конвертерного газу

При виборі апаратів газоочистки слід враховувати розходження фракційного складу пилу в продуктах згоряння (ОКГ із допалюванням) і конвертерному газі (ОКГ без допалювання), що надходять у газові тракти цих систем. Особлива увага приділяється герметизації газоходу в останньому випадку у зв'язку з токсичністю оксиду вуглецю, що складає близько 90% конвертерного газу.

Газовідвідний тракт складається із котла-охолоджувача, апаратів мокрої газоочистки з системою сепарації і відведення шламу, нагнітача газу, допалювального пристрою чи газгольдера, арматури, газопроводів (з нагнітанням і доочищенням в електрофільтрі) до споживача.

Охолоджений і очищений конвертерний газ може уловлюватися з наступним використанням; якщо ж уловлювання не передбачене, він повинен спалюватися на свічах. У конвертерних цехах вітчизняних заводів конвертерний газ не уловлюється.

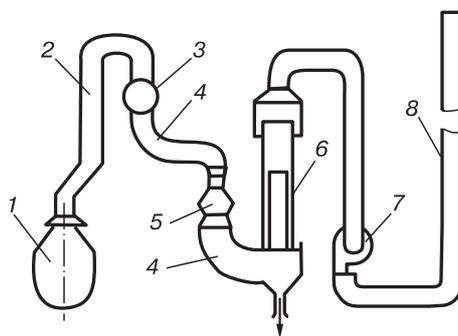
На рис. 12.23 представлена схема газоочистки у киснево-конвертерному цеху комбінату «Азовсталь» з 350-400-тонними конвертерами.

Газоочистка складається із двох ступенів кільцевих труб Вентурі з коліносеparatorами за кожною з них і краплеуловлювач із завихрювачем. Після газоочистки газ нагнітачем направляється у свічу для допалювання. Робота описаної системи була досліджена в режимах з повним, частковим допалюванням і без допалювання конвертерного газу.

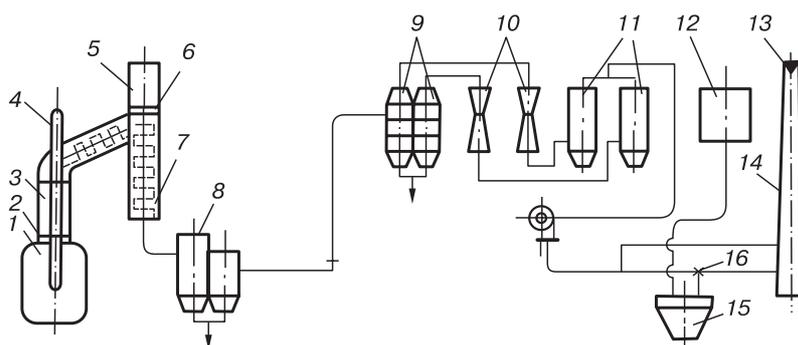
Розглянемо принципову схему відведення й очищення конвертерного газу без допалювання  $CO$  з використанням його хімічної енергії після газоочистки, застосовувану одним із заводів Японії (рис. 12.24). Охолоджений газ надходить у струминні промивачі, потім, після коагуляції пилу в трубах Вентурі, він очищається у відцентрових скруберах і направляється в газгольдер чи у димохідну трубу. Перед викидом в атмосферу газ спалюють за допомогою спеціальних пальників.

#### Уловлювання і використання конвертерного газу

Після охолодження й очищення конвертерний газ може бути використаний для наступних цілей: як паливо (котли, промислові печі), хімічна сировина, для підігріву шихтових матеріалів конвертерної плавки, а також як відновник залізорудної сировини. Застосування конвертерного газу як палива є одним з резервів економії паливно-енергетичних ресурсів. Однак таке його застосування утруднене у зв'язку з такими причинами: непостійністю виходу конвертерного



**Рис. 12.23. Схема очищення газів у киснево-конвертерному цеху:** 1 – конвертер; 2 – охолоджувач конвертерного газу ОКГ-400; 3 – вузол попереднього впорскування; 4 – коліносеparator; 5 – регульований конус; 6 – краплеуловлювач із завихрювачем; 7 – нагнітач; 8 – свіча



**Рис. 12.24. Принципова схема відведення й очищення конвертерного газу без допалювання  $CO$  з використанням теплоти:** 1 – конвертер; 2 – пересувний патрубок; 3 – камінь; 4 – киснева фурма; 5 – аварійна труба; 6 – вибуховий клапан; 7 – котел-утілізатор; 8 – струминний охолоджувач; 9 – порожні скрубери; 10 – труба Вентурі; 11 – відцентрові скрубери; 12 – газгольдер; 13 – палильник; 14 – димохідна труба; 15 – триходовий клапан; 16 – зворотний клапан

газу як за часом, так і за кількістю; різкими коливаннями складу газу в різних періодах плавки; можливістю підсмоктувань у газовідвідний тракт повітря, що може привести до утворення газокисневої суміші і вибуху в споживаючих агрегатах.

Система уловлювання конвертерного газу і використання його як палива найбільш поширена в Японії, де нею обладнані близько 70% працюючих конвертерів; це число передбачається збільшити до 87%. Для компенсації нерівномірного виходу й усереднення складу газу застосовують газгольдери.

Схеми уловлювання відрізняються в основному кількістю експаустерів, що замикають газовий тракт (один чи два апарати) і типом газгольдерів (мокрих або сухих).

Якщо система відведення, охолодження й очищення конвертерного газу вже експлуатується і передбачається доукомплектувати її уловлюючими пристроями, то в тракті встановлюють два експаустери. Експаустер основного газовідвідного тракту працює з розрідженням на вході; він забезпечує транспортування газу або на свічу з наступним викидом в атмосферу, або в газгольдер. Другий експаустер підтримує тиск у газгольдері і забезпечує пропускання газів через додаткове очищення, яке необхідне для зниження вмісту пилу з 60-100 мг/м<sup>3</sup> до 8-5 мг/м<sup>3</sup>, відповідно до вимог, що пред'являються споживачем газу.

Мокры газгольдери являють собою ємність для води, над якою розміщений резервуар телескопічної конструкції. Тривалість підйому телескопічного пристрою - 4-5 хв.

У сухому газгольдері поршень піднімається й опускається в результаті зміни об'єму газу. Верхнє положення поршня відповідає повному заповненню газгольдера газом. Простір між поршнем і корпусом складає 0,5% об'єму газгольдера. Ущільнення виконується із синтетичної гуми, що накатана на спеціальну тканину і попередньо вулканізована. Ємність над поршнем вентилюється. Сухий газгольдер надійний в експлуатації при будь-яких погодних умовах. Швидкість руху поршня - 8-10 м/хв. Місткість газгольдерів складає від 30 до 70 тис. м<sup>3</sup> при садці конвертера 150-330 т.

Недолік обох типів газгольдерів - обмежена швидкість видачі газу споживачеві. Газгольдери мають великі габаритні розміри, і у підприємств не завжди є достатні виробничі площі для їх установки. В даний час завершений проект газгольдера об'ємом 80 тис. м<sup>3</sup> газу для конвертерного цеху Новолипецького комбінату.

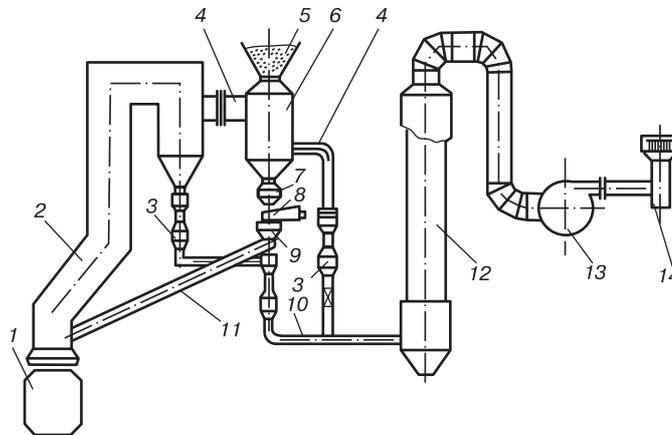
Ведуться інтенсивні пошуки й інших технічних рішень по використанню конвертерного газу. Так, розроблені схеми уловлювання і використання хімічної енергії очищеного конвертерного газу з подачею його в теплоаккумулятори регенеративного типу. Після теплоаккумуляторів у період продувки продукти згоряння надходять у КУ, пара з який направляється в турбогенератори. Між продувками в теплоаккумуляторах нагрівається повітря, що також направляється в КУ.

Витрати на спорудження й експлуатацію установок по охолодженню й очищенню газів до прийнятих норм досить значні. Їх можна знизити, повертаючи залізовмісний пил, що уловлюється, у виробництво (на аглофабрику), а гази використовувати як паливо для інших цілей.

Розробляються схеми і конструктивне оформлення апаратів застосування конвертерного газу для відновлення залізорудної сировини, що подається у конвертер (схема НМетАУ).

Можливість застосування конвертерного газу для відновлення залізорудної сировини обумовлена його високим відновним потенціалом. Це створює передумови до розробки ефективної схеми використання газу, яка включає одержання металізованого продукту і наступне застосування його в конвертерній плавці.

На рис. 12.25 представлена принципова схема використання конвертерного газу в якості відновлювача. За рахунок створюваного нагнітачем розрідження конвертерний газ відбирається з газохода ОКГ при температурі 950-1050°C і через обвідний газохід направляється у відновний апарат; потім проходить через шар залізорудних окотишів, нагріває їх до 750-850°C і відновлює до рівня металізації 95%. Відпрацьований газ з температурою 550-650°C і вмістом СО близько 35% надходить у газоочистку, розташовану в обвідному газоході за відновним апаратом, у краплевідділювач, а потім нагнітачем подається на свічу.



**Рис. 12.25. Принципова схема використання конвертерного газу в якості відновлювача:** 1 – конвертер; 2 – ОКГ; 3 – газоочистка; 4 – обвідний газохід; 5 – бункер; 6 – відновний апарат; 7 – бункер-нагромаджувач; 8 – живильник; 9 – дозатор; 10 – шибер; 11 – теча; 12 – краплевідділювач; 13 – нагнітач; 14 – свіча

Залишок CO, що утворюється при відновленні оксидів заліза до заліза металевого, допалюється на свічі.

З відновного апарата сировина вивантажується періодично під час продувки конвертера або у міжпродувний період у проміжну футеровану ємкість, розташовану перед дозатором. Перед черговою плавкою порція гарячих металізованих окотишів завантажується в конвертер.

Використання конвертерного газу для відновлення заліза із залізорудних окотишів, минувши доменний процес, дає економію дефіцитних і дорогих відновлювачів. У порівнянні з використанням брухту застосування металізованих окотишів забезпечує більш чисте залізо і спрощує транспортування і завантаження матеріалу в конвертер. Однак для цього необхідні додаткові капітальні й експлуатаційні витрати в цеху, об'єм яких визначає рівень економічної ефективності системи.

Техніко-економічний аналіз показує, що експлуатаційні витрати в цеху знижуються за рахунок часткової заміни традиційної металошихти металізованими окотишами, отриманими при використанні конвертерного газу.

Розроблені також системи технологічного використання конвертерного газу для випалювання вапняку і підігрівання металобрухту.

## 12.5. Вода

У загальному балансі промислового водоспоживання на долю чорної металургії доводиться 15-16%, що в цілому відповідає долі промислового енергоспоживання і викиду шкідливих речовин в атмосферу цієї галузю.

Об'єм використання свіжої води (водоспоживання) у чорній металургії України в 1991 р. (у період повного завантаження виробничих потужностей) склав близько 2 млрд. м<sup>3</sup>, скидання стічних вод у водойми - 1,4, у тому числі забруднених вод - 0,3, об'єм оборотної і послідовно використовуваної води - 11 млрд. м<sup>3</sup>. В останні роки виробництво металопродукції скоротилося приблизно в 1,5 раза, відповідно скоротилося і водоспоживання. Однак характер наведених цифр підкреслює недостатню досконалість металургійних технологій і нерациональність існуючих систем водоспоживання.

У конвертерних цехах сьогодні споживається, втім як і в гірничорудному, доменному і прокатному виробництвах, від 3,5 до 6 м<sup>3</sup> свіжої води на тонну продукції; близько 70% цієї води скидається у вигляді стічних вод у водойми. Для порівняння - найбільш низьке споживання свіжої води в агломераційних і коксохімічних цехах (0,5-1,0 м<sup>3</sup>/т).

Загальне водоспоживання в конвертерному виробництві складає 55 м<sup>3</sup>/т сталі, в тому числі на очищення конвертерних газів - 10-11 м<sup>3</sup>/т, їх охолодження - 12-13, охолодження кристалізаторів при безперервному розливанні - 34-35. Загальне водоспоживання тут таке ж велике, як у доменних (60 м<sup>3</sup>/т чавуну) і прокатних (95 м<sup>3</sup>/т прокату) цехах. Складність проблеми раціонального водовикористання в цілому в металургії полягає у великих масштабах виробництва і в об'ємах відходів, що утворюються. Однак проблема послідовно вирішується.

Існує два основні різновиди схем використання води: одноразова і з повторним багаторазовим використанням води, взятої з природного джерела. Однак є досить багато варіантів цих основних схем.

Схеми з одноразовим використанням води називають прямоточними. У системах з повторним використанням вживана вода обробляється - піддається охолодженню, очищенню, стабілізації, кондиціонуванню і т.д., в залежності від необхідних для технологічного процесу вихідних показників. Потім вона частково чи повністю повертається для наступного використання в даному виробництві або передається іншим споживачам, але у природну водойму у вигляді стоку в кількості, що дорівнює водоспоживанню, не повертається. Системи, де стічна вода після обробки багаторазово повертається в одне і те ж виробництво, називаються оборотними, а системи без стоку в природні водойми - замкнутими чи безвідходними. Останній термін, як уже відзначалося, є умовним, оскільки при використанні води завжди утворюються дуже концентровані стоки, які підлягають захованню тим чи іншим способом.

Прямоточні системи в металургії в чистому вигляді не застосовуються; вони можуть бути лише частиною загальної системи водовикористання, її елементом. Наприклад, на прямоточному водопостачанні працюють доменні печі, після яких використана вода, в основному з тепловим (термінальним) забрудненням, передається іншим споживачам, де використовується в обороті. Системи з багаторазовим використанням води мають різні інженерні рішення і можуть бути досить складними, комбінованими, можуть включати локальні оборотні підсистеми, послідовно-оборотні для кількох споживачів, з різними системами каналізування стоків і обробки стічних вод для їх повторного використання.

Характерним прикладом системи сучасного оборотного водопостачання металургійного підприємства може служити схема використання води на одному з комбінатів, яка включає 23 оборотних цикли, з яких 13 - умовно чистої води і 10 - брудної. Використання свіжої води складає 7,6% до загальних її витрат, стікання ж води у водойми - 3,2%; 92,4% води використовується в обороті і повторно. Для кожного виду стічних вод передбачається відповідне очищення. Виділені при очищенні відходи (рідкі і тверді осади, засолені продувні води) переробляються на установках зневоднювання, випаровування, спалювання і добування цінних речовин і продуктів, які можуть знайти застосування в інших виробництвах в якості сировини. В залежності від складності системи водоспоживання змінюються витрати на її спорудження. Так, частка капітальних витрат для створення прямоточних систем складає близько 2%, для систем з повторним використанням води - 3%, для оборотних систем з очищенням забрудненої води - до 10%, а для безстічних маловідхідних систем частка капітальних витрат на водопостачання зростає до 30% і більше від загальних витрат на будівництво підприємства і має тенденцію до росту.

Ефективність використання води характеризується трьома показниками: коефіцієнтом обороту  $K_o$ , що дорівнює відношенню кількості води, використовуваної в обороті, до суми оборотної, свіжої і води, що надходить із сировиною; коефіцієнтом використання  $K_v$  - відношенням різниці свіжої води, води сировини і скидання до суми свіжої води, що надходить, і води сировини; коефіцієнтом витрат  $K_{\text{втр}} -$  відношенням скидання до загальних витрат води, що включає оборотну і послідовно використовувану воду. У 2000 р. коефіцієнт  $K_o$  чорної металургії складав 85%. На деяких крупних підприємствах чорної металургії  $K_o$  досягає 92-97%. Значення  $K_v$  на передових підприємствах складає 0,75-0,87. Коефіцієнт  $K_{\text{втр}}$  дорівнює ~ 2,5%.

Оцінка системи водопостачання підприємства за допомогою коефіцієнтів  $K_o$ ,  $K_b$  і  $K_{\text{втр}}^{\text{ат}}$  є недостатньою, оскільки вони не дозволяють оцінити вплив даної системи водопостачання на навколишнє середовище. Наприклад, підприємства з високим  $K_o$  скидають у природні водойми стоки в малих кількостях, однак вони можуть виявитись дуже забрудненими і вкрай несприятливо впливати на водні біоценози. Може виникнути і така ситуація, в якій стоки перед випуском були очищені до нормативних показників якості, однак самі способи їх очищення, включаючи одержання хімічних реактивів і електроенергії, в сукупності можуть викликати неприпустимий вплив на навколишнє середовище.

Стічні води характеризуються, головним чином, складом, до загальної оцінки якого входять хімічне споживання кисню (ХСК), лужність, загальна жорсткість, вміст завислих речовин і їх крупність, іонний склад і рН, а також температура. Ці показники визначають можливість подальшого використання води і застосування різних методів її очищення й обробки, доцільності утилізації цінних домішок, схем каналізації стічних вод.

Сучасна техніка дозволяє одержати зі стоків воду, яка, за стандартизованими показниками, не відрізняється від природної, і враховуючи погіршення якості води у природних водоймах внаслідок їх забруднення, навіть чистішу, однак вартість очищення при цьому зростає не лінійно і перевищує економічні можливості народного господарства. Уже зараз вартість очисних споруд у ряді випадків досягає 40-50% вартості самого промислового об'єкта. Підвищення ступеня очищення з 85 до 95% збільшує його вартість у 2-3 рази, а кожен наступний відсоток ефективності очищення вимагає десятикратного збільшення капітальних витрат. Економічно в даний час можна видаляти зі стічних вод до 95% органічних і 40% неорганічних з'єднань. При такому ступені очищення і величезних валових показниках стоку забруднення природного середовища буде інтенсивно продовжуватись і характеризуватись багатьма тисячами тонн різних речовин.

До 2010 р. підприємства чорної металургії повинні повністю припинити скидання у водойми забруднених вод, однак в цілому воно залишається ще дуже високим. При оцінці цієї обставини необхідно мати на увазі, що існують показники якості води, які ще не нормовані і тому не контролюються. Їх роль для нормального функціонування водних біоценозів недостатньо вивчена і тому непередбачені віддалені наслідки їх впливу на природне середовище. Цілком очевидно, що існуючі сьогодні нормативи якості води і правила їх скидання у водойми є компромісом між необхідністю захисту природи, економічними і технологічними можливостями підприємств-водоспоживачів. Оскільки ніякі, навіть найдосконаліші системи очищення не забезпечують якість стічних вод, за всіма показниками адекватну природній воді, скидання води, очищеної після технологічного процесу, у природну водойму неприпустиме і може розглядатись лише як тимчасовий етап розвитку системи водопостачання підприємств. Завершенням цього етапу повинна бути лише замкнута схема водопостачання без скидання відходів у природне середовище. З екологічної точки зору, термін «очищення води» може розглядатись тільки у зв'язку з процедурою доведення її якості до показників, що відповідають можливості її використання в обороті без погіршення характеристик технологічного процесу, а не в зв'язку з можливістю її скидання у водойми.

З екологічної точки зору, альтернативи замкнутим безстічним системам немає. Тому намічено найближчим часом забезпечити в промисловості різке нарощування об'ємів оборотно-повторного водопостачання, впровадження у нових і реконструйованих виробництвах в основному безводних і маловодних технологічних процесів.

Для зменшення водоспоживання і розширення застосування замкнутих систем у чорній металургії велике значення мають розробка методів і способів комплексного очищення води від різних хімічних домішок, створення високоефективних водоочисних споруд, автоматизованих систем керування водним господарством підприємств, науково обґрунтоване нормування водоспоживання, нормування якості технологічної оборотної води і т.д.

В останні роки все більше поширення одержують нові високоефективні методи очищення, в основі яких лежать іонний обмін, застосування композиційних та інших мембран (зворотний осмос і електродіаліз) та ін., що прискорюють вирішення проблем скорочення споживання свіжої води, скидання забруднених стоків і регенерації цінних компонентів.

### 13. ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНІ ПОКАЗНИКИ

У табл. 13.1 наведені дані про техніко-економічні показники конвертерних процесів.

Найбільш важливим показником є вихід придатного, тому що витрати на металошихту складають до 80% собівартості сталі.

Брухт сталі приблизно вдвічі дешевший, ніж рідкий чавун, тому питомі витрати брухту також є важливим показником.

По цих двох показниках краще інших - КАЛДО-процес, в якому організовано допалювання монооксиду вуглецю в діоксид. Однак необхідність забезпечити обертання конвертерів КАЛДО вимагає значних капітальних і експлуатаційних витрат.

Донна киснева продувка по питомих витратах брухту поступається верхній кисневій у зв'язку з додатковими витратами тепла на нагрівання газів захисного середовища. Дещо більший вихід придатного через менші втрати металу з оксидами заліза не може компенсувати додаткових витрат, пов'язаних зі складністю організації продувки через 10-20 донних фурм з індивідуальним регулюванням витрат газів і більш низькою надійністю в роботі, ніж одна верхня киснева фурма. Суттєва і обмеженість сортаменту сталей, що виплавляються, через підвищений вміст водню, який поглинається сталлю з вуглеводнями захисного середовища. Очевидно, донна киснева продувка може бути використана лише для виробництва особливо низьковуглецевих сталей типу електротехнічної і корозійностійкої.

Переділ фосфористих чавунів за всіма показниками, за винятком питомих витрат брухту, гірший, ніж передільного чавуну, що пов'язано, в першу чергу, з утворенням удвічі більшої кількості шлаку. У зв'язку з цим більша частина металургійних заводів Західної Європи відмовилися від виплавки фосфористих чавунів зі своїх залізрудних родовищ і вважають економічно вигідним завозити залізну руду південно-американських родовищ, яка має низьку концентрацію фосфору і високу - заліза.

Кислий процес в однакових умовах дає у 2-3 рази меншу кількість шлаку, ніж основний. У Японії ведуться роботи по виведенню з конвертера процесів десульфурації і дефосфорації, здійсненню останніх шляхом попередньої обробки чавуну і позапічної обробки сталі і проведенню в конвертері зневуглецювання знекремненого чавуну при мінімальній кількості шлаку, що утворюється.

Застосування комбінованої продувки дозволяє поліпшити показники верхньої продувки по виходу придатного приблизно на 1% і цим остаточно вирішити питання про переважну її техніко-економічну доцільність. В даний час в усьому світі 70% усієї сталі виплавляється в кисневих конвертерах, у тому числі близько 70% - комбінованою продувкою.

Капітальні витрати на будівництво конвертерних цехів у відносних відсотках наведено в табл. 13.2. Для кожного з видів витрат і типів чавунів, що переробляються, за 100% прийняті витрати при донному повітряному дутті.

Капітальні витрати на спорудження власне конвертерного цеху в заводському господарстві доповнюються витратами на виробництво чавуну, а в господарстві країни - на видобуток залізної руди і її підготовку. Вони збільшуються зі збільшенням питомих витрат чавуну на процес і зменшенням питомих витрат брухту. Тому для КАЛДО-процесу вони мінімальні. Однак низька продуктивність цього процесу і високі питомі витрати вогнетривів роблять його нерентабельним.

Питомі капіталовкладення на 1 т сталі, що виплавляється на будівництво власне киснево-конвертерного цеху, на 45-50% менші, ніж на будівництво мартенівського чи електросталеплавильного цеху. При обліку витрат у господарстві країни ця різниця складає 5-15%.

Таблиця 13.1

## Техніко-економічні показники конвертерних процесів

Показник	Донне повітряне		Верхнє кисневе		Донне кисневе		КАЛДО, фосфористий чавун	Мале бесмерування
	бесмерування	томасування	передільний чавун	фосфористий чавун	передільний чавун	фосфористий чавун		
Садка, т	10 - 50	11 - 80	60 - 380	30 - 250	35 - 250	20 - 220	30 - 230	1 - 3
Вихід придатного, %	87 - 89	25 - 88	89 - 90	88 - 89	90 - 91	88 - 90	91 - 93	82 - 86
Максимальні питомі витрати брухту, кг/т сталі	50	100	300	400	280	360	500	0
Питомі витрати вапна, кг/т сталі	-	130 - 170	50 - 60	100 - 150	35 - 80	70 - 81	100 - 120	0
Питомий вихід шлаку, кг/т сталі	60 - 80	220 - 290	120 - 140	160 - 230	60 - 100	140 - 160	300 - 320	70 - 90
Питомі витрати вогнетривів, кг/т сталі	3 - 7	8 - 14	0,5-2	7 - 15	5 - 6	5 - 10	25 - 30	20 - 40
Стійкість футеровки без торкрегування: корпусу (чисельник) і днища (знаменник)	$\frac{1000-2000}{20-100}$	$\frac{300-400}{20-70}$	$\frac{1000-4000}{1000-4000}$	$\frac{200-400}{200-400}$	$\frac{700-900}{200-400}$	$\frac{250-450}{200-300}$	$\frac{130-270}{130-270}$	$\frac{40-100}{40-100}$
Тривалість продувки, хв.	12 - 15	12 - 20	12 - 25	16 - 30	11 - 15	11 - 22	35 - 50	15 - 25
Тривалість плавки, хв.	20 - 25	25 - 45	28 - 50	45 - 60	25 - 40	30 - 45	80 - 100	35 - 50
Склад цеху продуктивністю 1 млн. т сталі на рік (кількість конвертерів × садка)	3 × 28	3 × 40	2 × 100	3 × 43	3 × 43	3 × 50	3 × 100	$\frac{32000 \text{ т / год.}}{4 \times 15}$
Діючі цехи максимальна продуктивність, млн. т сталі / рік (чисельник), кількість конвертерів × садка, т (знаменник)	$\frac{1,8}{3 \times 35}$	$\frac{1,5}{7 \times 40}$	$\frac{8,3}{3 \times 340}$	$\frac{6,6}{3 \times 250}$	$\frac{5,1}{3 \times 200}$	$\frac{2,9}{2 \times 240}$	$\frac{1,5}{2 \times 220}$	-
Сортамент сталей, що виплавляються	обмежений	обмежений	необмежений	необмежений	обмежений	обмежений	необмежений	обмежений

Таблиця 13.2

Капітальні витрати на будівництво конвертерних цехів

Процес	Чавун	Капітальні витрати, %		
		власне конвертерний цех	заводське господарство	господарство країни
Донне повітряне дуття	Передільний	100	100	100
	Фосфористий	100	100	100
Верхня киснева продувка	Передільний	123	102	до 94
	Фосфористий	123	100	91
Донна киснева продувка	Передільний	106-123	88-102	81-94
	Фосфористий	106-123	88-102	81-94
КАЛДО-процес	Передільний	143	88	76
	Фосфористий	214	90	77

Завдяки цьому киснево-конвертерний процес за своїми масштабами займає лідируюче місце серед усіх способів виробництва сталі.

## 14. АВАРІЇ І ТЕХНІКА БЕЗПЕКИ

Аналіз аварій у конвертерному виробництві України показав, що втрати виробництва збільшилися з 0,38 кг/т сталі в 1970 до 2,43 кг/т сталі в 1990 році у зв'язку зі зносом основних фондів і недостатнім рівнем розвитку ремонтної бази.

У 1970 році аварійні збитки виробництва (АЗВ) на одну аварію склали 1000 т, у 1986 - 3800 т, у 1987-1991 рр. - 1200 т.

За видами аварій частота випадків С, % і їх питома вага в АЗВ, %, а також АЗВ, т/випадок представлені в табл. 14.1.

Таблиця 14.1

### Види аварій

Вид аварії	Частота випадків, %	Питома вага в АЗВ, %	АЗВ, т/випадок
Руйнування футеровки	1,9	1,2	2000
Прогар футеровки ванни	10,4	9,3	2900
При виплавці сталі	11,0	17,7	5200
При випуску і розливанні	20,6	20,0	3100
Загальноцехові	56,1	51,8	3000

Технологічні аварії складають дещо менше 50%. Найбільш значні по частоті випадків і питомій вазі АЗВ відбуваються при випуску і розливанні сталі, хоча аварії при виплавці відрізняються більш значними втратами виробництва в середньому на один випадок.

У табл. 14.2 деталізовано причини цих аварій.

Таблиця 14.2

### Причини аварій

Вид аварії	Частота випадків, %	Питома вага в АЗВ, %	АЗВ, т/випадок
Руйнування футеровки горловини	1,9	1,2	2000
Прогар футеровки корпусу	5,2	6,8	4200
Прогар стику корпусу і днища	5,2	2,5	1600
Вибух при виплавці сталі	5,2	13,1	8100
Викиди при виплавці сталі	3,9	3,1	2600
Прогар кисневої фурми	1,9	1,5	2500
Прогар футеровки ковша	7,8	8,9	3700
Прогар стакана, шибера, стопора	9,0	9,3	3300
Викиди з ковша	9,2	1,6	1500
Прогар шлакової чаші	0,6	0,2	1700
Руйнування металоконструкції	1,9	3,1	5200
Поламки механічного устаткування	6,4	15,5	7700
Поламки електроустаткування	5,8	5,5	3000
Водопостачання	14,8	8,1	1800
Газоочистка	23,2	16,8	2300
Транспорт	9,2	2,6	2600
Подача чавуну	0,6	0,2	1000

Найбільш значними по частоті випадків і нанесенню збитків є аварії на газоочистці у зв'язку з виходом із ладу димососа, прогарами поверхонь ОКГ і труб газоходів.

Поламки механічного устаткування приблизно в половині випадків приводять до мимовільного повороту конвертера.

З технологічних аварій найбільш значними є вибухи в конвертері, пов'язані з попаданням води в конвертер через течу фурм і кесона.

На розливці аварії найчастіше відбуваються в результаті прогару футеровки ковша і пристроїв для випуску сталі із ковша.

Попередженню аварій повинне сприяти строге дотримання технологічних інструкцій з експлуатації устаткування і контроль з боку керівників колективів, служб і ділянок за їх виконанням.

У більшості випадків аварії загрожують здоров'ю і життю обслуговуючого персоналу.

Джерелами небезпеки є розплавлені метали і шлак, високотемпературні і горючі гази, що викликають опіки; значні вантажопотоки, що призводять до травм і ударів; наявність вибухонебезпечних засобів; перевищення гранично припустимих концентрацій (ГПК) на робочих місцях шкідливих для здоров'я викидів, що викликає як гострі, так і хронічні захворювання.

У кожному конвертерному цеху існують правила техніки безпеки, які обов'язкові для всіх працюючих. Щойно прийняті на роботу проходять інструктаж з безпечного виконання роботи, контролюються по їх дотриманню безпосереднім начальником. Знання правил техніки безпеки регулярно перевіряються, про це робиться відповідний запис. Порушення правил техніки безпеки фіксується, а порушник проходить повторний інструктаж, може понести адміністративне стягнення, пониження у посаді, звільнення з роботи.

По виробничих травмах складаються акти, які є юридичною підставою для покарання винних. Ці випадки аналізуються, усуваються причини, що можуть привести до їх повторення. Керівники, які не забезпечили безпечну роботу, можуть бути притягнені до адміністративної і кримінальної відповідальності.

Існують загальні положення з техніки безпеки, пов'язані з нормами поведінки в межах заводу і цеху, забезпеченням працівників спецодягом і спецхарчуванням.

Поряд з цим на відповідних виробничих ділянках конвертерного цеху визначені правила роботи, які не повинні порушуватись.

У міксер забороняється зливати чавун із ковшів, вкритих суцільною затверділою кіркою, перед цим її слід пробити. Забороняється знаходитись біля міксера при зливанні в нього чавуну чи стояти під ковшем з рідким чавуном при підйомі його краном. Скачувати шлак із чавуновозних ковшів можна лише при рівні, на 250 мм нижчому верхнього торця ковша. Носик міксера повинен бути очищений від охолоді. Графітна піна повинна систематично видалятися з робочого майданчика.

У шихтовому відділенні всі проходи для людей повинні бути вільні, а робочі місця освітлені. Забороняється знаходитись від робочого крана ближче, ніж на 5 м. Соков повинен бути завантажений бруттом у межах своїх габаритів. Поправляти брутт і положення гаків крана можна лише гачками довжиною понад 3 м. Забороняється завантажувати вологий брутт і закриті посудини. При русі состава з шихтою не можна знаходитись на відстані менше 2 м від залізничного полотна. Проводити очищення конвертерів від викидів можна тільки після їх повної зупинки.

У конвертерному відділенні всі отвори в робочій площадці повинні бути огорожені. Після плавки з конвертера повинен бути випущений весь шлак. При завалці брутту в конвертер не можна знаходитись біля нього. Якщо в брутті була волога, то до заливання чавуну необхідно затримати на три хвилини. При зливанні в конвертер рідкого чавуну не можна знаходитись на відстані менше 10 м від конвертера. Полум'я з конвертера при зливанні чавуну не повинне доходити до канатів механізму підйому заливного крана. Під час завалки брутту і заливання чавуну не можна стояти навпроти горловини конвер-

тера. Знаходитись біля конвертера під час продувки забороняється. Забороняється проводити продувку, якщо з фурми чи газоходу протікає вода і під конвертером є волога. При обриві охолоді з горловини конвертера слід бути від нього на відстані більше 10 м. Прибирати під конвертером можна лише після його зупинки. Шлакова чаша може наповнюватись до рівня, на 150-200 мм нижче верхнього її краю. Осаджувати шлак у шлаковій чаші чи в ковші можна тільки сухими матеріалами. При протіканні рідкого металу і шлаку через футеровку продувка зупиняється, а теча усувається.

При ремонті конвертера не можна заливати залишки футеровки водою. Під час видалення залишків футеровки не можна знаходитись біля машини, що виламує її, і під конвертером. Повертати конвертер можна тільки за командою керуючого ремонтом. Під час розігріву футеровка повинна бути ретельно просушена.

## **15. ТЕНДЕНЦІЇ РОЗВИТКУ КОНВЕРТЕРНОГО ВИРОБНИЦТВА СТАЛІ У СВІТІ І В УКРАЇНІ**

У 2002 році виповнилося 50 років киснево-конвертерному процесу виробництва сталі. За оцінками фахівців, він є досить зрілим процесом, період його бурхливого розвитку перейшов у стадію відносно спокійного удосконалення окремих важливих елементів технології та устаткування. У його становленні і розвитку - значна роль українських виробників і вчених, і це визначило гідне місце конвертерного виробництва сталі в гірничо-металургійному комплексі (ГМК) України і у світі.

Світова і вітчизняна практика конвертерного виробництва має у своєму розпорядженні широкий арсенал технологій, обумовлених, по-перше, різноманіттям чавунів, що переробляються, за складом і часткою металобрухту в шихті, по-друге, безліччю режимів конвертерної плавки і, по-третє, широким сортаментом виплавлюваних сталей, включаючи високоякісні сталі відповідального призначення. В останнє десятиліття за кордоном і в Україні для розвитку конвертерних процесів ведуться роботи в таких напрямках: удосконалювання конструкції агрегатів і технологічних варіантів продувки; розробка технології виробництва сталей з мінімальним вмістом шкідливих і баластових домішок, "чистих" і "особливо чистих" сталей; збільшення продуктивності конвертерів при одночасному вирішенні екологічних задач; підвищення стійкості вогнетривкої футеровки. Однак накопичений потенціал з ряду причин, про які піде мова нижче, у вітчизняних цехах поки що використовується далеко не повністю.

У 2001 році Україна досягла рекордного, з часу незалежності, рівня виробництва сирової сталі - 33,1 млн. т, з них конвертерної - 49,2, мартенівської - 48,3 і електропічної - 2,5%. Це склало 4% світової виплавки і дозволило країні зайняти сьоме місце серед найкрупніших виробників сталевих продукції, значно випередивши Італію і Бразилію, рівень виробництва в який ще недавно дорівнював вітчизняному. Завантаженість виробничих потужностей у 2000 і 2001 рр. склала відповідно 79,1 і 85,0% у конвертерних цехах, проти 72,0 і 78,55 - у мартенівських, 63,9 і 59,3 - в електросталеплавильних, в середньому по галузі - 75,0 і 80,8%, і по цьому показнику Україна також увійшла до числа ведучих країн світу.

Конвертерне виробництво України включає шість цехів з 19 конвертерами ємкістю 2х350 т, 2х250 т, 12х(150-170 т), 3х65 т. Інші сталеплавильні агрегати представлені 35 мартенівськими і 18 електричними печами. Частка безперервного розливання в цілому по сталеплавильних цехах ще низька - ~20%. Технологічний рівень у конвертерних цехах в цілому досить високий, кращі з них входять до числа ведучих конвертерних цехів світу.

Певний розвиток в останні роки одержав процес технічного переозброєння. У конвертерному цеху ЄМЗ запущено до експлуатації сортову МБЛЗ і ківш-піч. Вирішується питання про будівництво МБЛЗ на комбінаті "Криворіжсталь". Придбана і монтується 6-струменева МБЛЗ у конвертерному цеху заводу ім. Петровського. Продовжується реконструкція на Маріупольському МК ім. Ілліча. Тут намічено побудувати ще дві МБЛЗ, перевести ШСГП "1700" на безперервно-литу заготовку, реконструювати ЦХП зі станом "1700" і організувати в Україні виробництво холоднокатаного автомобільного листа з 1-ю групою обробки поверхні. Поряд з освоєнням на підприємстві "ІСТІЛ" ДМЗ сучасного комплексу з електропечей, установки "ківш-піч", вакууматора і 6-струменевої сортової МБЛЗ це свідчить про певну активізацію підприємств в результаті проведення відомого економічного експерименту з другої половини 1999 р. Проте темпи переозброєння навіть у розрізі останніх 5 років помітного поживлення діяльності зовсім недостатні.

До позитивних рис розвитку сталеплавильного виробництва України також слід віднести послідовне завоювання на світових ринках сталі значної ніші українськими виробниками - 8,9% від загального обсягу світової торгівлі металопродукцією, що забезпечило значний (~40%) внесок металургії у валютне наповнення бюджету країни.

Однак високий рівень експортної орієнтації несе з собою певну загрозу для стабільності вітчизняного виробництва сталі і нормального функціонування всієї галузі. Тим більше, що, на відміну від розвинених металургійних країн, в експорті яких переважає дорога продукція, з високим рівнем переробки (75-90%), в експорті України частка готового прокату тримається на рівні 50-55%, а решта - це дешеві сировинні матеріали (чавун, феросплави) і напівфабрикати (сляби, заготовки). Доступ України до найбільш прибуткових сегментів ринку готового прокату залишається обмеженим, а за країною може закріпитися роль постачальника сировини і продуктів низького ступеня переробки. Такий перебіг подій повинен бути переборений підвищенням конкурентоздатності готової вітчизняної продукції.

Внаслідок нестабільної роботи доменних печей (результат низької якості їх шихти) на протигагу світовій практиці (див. далі) залишається високим вміст кремнію в передільному чавуні з усіма негативними наслідками цього для конвертерного процесу:

**Склад передільного чавуну на підприємствах України в 2001-2003 рр.**

Домішки, %	Si			Mn			S		
	0,6-0,9	0,91-1,0	>1,0	<0,20	0,21-0,30	>0,30	<0,025	0,026-0,035	>0,035
Частка, %	63,6	27,3	9,1	3,1	27,3	63,6	45,4	36,4	18,2

Особливо марнотратна хронічна недопоставка вітчизняним цехам металевого брухту, що продовжується протягом уже десяти років і пов'язана з привабливістю для фірм-заготівників продажу його за кордон. Крім ліквідації перевитрат енергоємного і дефіцитного чавуну, використання брухту у вітчизняних цехах різко скоротило б енерго- і ресурсовитрати на одиницю продукції, поліпшило б екологічну обстановку в регіонах, забезпечило б використання високоефективних вітчизняних конвертерних технологій, вперше розроблених НМетАУ і «Криворіжсталлю». При цьому слід враховувати, що на експорт відправляють брухт високоякісний, залишаючи в країні значну частку забрудненої і зашлакованої сировини.

Необхідність подолання жорсткої конкуренції на світовому ринку металу ставить перед власниками і керівниками підприємств задачу швидкої ліквідації технічного і технологічного відставання, що проявилось в останні 10 років через низькі темпи переоснащення цехів. Підприємства уже в змозі вкладати у відновлення галузі половину із необхідних 1 млрд. грн. на рік. Державні організації поступово визначають, як організувати державну підтримку для того, щоб змінити ситуацію в цьому питанні. Намічені програми технічного переозброєння підприємств узагальнені і систематизовані в «Національній програмі розвитку ГМК України», у відповідності з якою основним напрямком модернізації є оснащення сталеплавильних цехів агрегатами позапічної обробки сталі, у більшості випадків - ковші-печі і МБЛЗ. В результаті реалізації цієї програми (2010 р.) передбачається поліпшення самої структури сталеплавильного виробництва - підвищення частки конвертерної сталі до 72% і електропічної - до 16% за рахунок зниження мартенівської до 12%, збільшення об'ємів металу, що розливається на МБЛЗ, до 80%.

У зв'язку із широкою програмою модернізації сталеплавильного виробництва необхідно брати до уваги, що в деяких випадках прийняті рішення можуть присвячуватись, в основному, проблемам даного часу, без належного врахування перспективи. При цьому слід зазначити, що в останнє десятиліття у світовій металургії відбуваються інтенсивні зміни як у технологіях, так і в конструкції основного устаткування, постійно зростають вимоги споживачів до

хімічного складу, неметалевих включень, властивостей металопродукції. Цей процес продовжується. Тому визначення технологічних і конструктивних параметрів працюючих і підлягаючих введенню в експлуатацію агрегатів повинне здійснюватися з урахуванням тенденцій у сучасній металургії. А вони такі.

У загальному плані модернізація конвертерного виробництва забезпечує досягнення традиційних цілей: підвищення якості продукції, зниження витрат виробництва, збільшення продуктивності, поліпшення охорони навколишнього середовища. **Невід’ємними складовими елементами сучасної технології є: сполучення верхньої кисневої з донною продувкою інертними газами (~80% з 660 конвертерів світу) з метою поліпшення перебігу і результатів продувки, обробки плавки перед випуском; відсічення шлаку, найчастіше - газодинамічне для зменшення попадання шлаку з конвертера у ківш під час випуску; автоматизація процесу з використанням допоміжної фурми-зонда, а також аналізу газів, що відходять, для точного визначення моменту повалки конвертера і випуску плавки без додувки і, в ряді випадків, без очікування аналізу (“прямий випуск”); система запобігання викидів для збільшення виходу придатного, удосконалення керування технологічними процесами і забезпечення безпеки персоналу.**

Серйозних успіхів за останнє десятиліття у світі і в Україні домоглися в підвищенні стійкості футеровки конвертерів, головним чином, завдяки використанню периклазо-вуглецевих вогнетривів, розбризкуванню кінцевого шлаку по футеровці і різними видами торкретування, досягнуті рекордні показники - 17 тис. плавок (США), 12 тис. (КНР), 5 тис. (Росія), 2,5 тис. (Україна). З останніх новинок слід виділити установку між рядами цегли у конічній і цапфовій зонах конвертера 1,5-міліметрових алюмінієвих прокладок, а також охолодження за допомогою форсунок повітряно-водяним туманом кожуха конвертера для автоматичного регулювання температури будь-якої його зони в межах 250-350°C.

Істотну роль у підвищенні стійкості футеровки відіграють лазерні системи вимірювання профілю і стінок місцевого зносу вогнетривів, що забезпечують автоматичне сканування і видачу даних про їх стан для оперативного втручання розбризкуванням шлаку чи торкретуванням.

Висока стійкість вогнетривкої футеровки припускає, для виключення зупинок, виведення на відповідний рівень усіх допоміжних систем і устаткування конвертера: механічного приводу, системи фурм, уловлювання й очищення конвертерного газу, устаткування для транспортування сталі і шлаку. Зокрема, у США виявлений інтерес до впровадження систем з відведенням конвертерного газу без допалювання і водяним охолодженням каміна під підвищеним тиском, уже багато років застосовуваним у Японії і Європі; додано лише захисне покриття робочої поверхні труб каміна і модернізовано конструкцію останнього.

Системи автоматичного керування конвертерним процесом на різних заводах помітно відрізняються: від цілком автоматизованих до керування окремими операціями (шихтуванням, витратами кисню, введенням флюсів і т.д.). Найбільш прогресивні реалізують “прямий випуск” сталі в момент одержання заданого хімічного складу і температури. Система з зануренням сенсорного датчика в конвертерну ванну включає статичну модель розрахунку шихти, динамічну модель контролю хімічного складу і температури металеві ванни в процесі продувки по аналізу газів, що відходять, і прямими вимірами за допомогою сенсорних датчиків, а також модель “прямого випуску” з визначенням моменту закінчення продувки. Модель розраховує вміст вуглецю, марганцю і фосфору, порівнює з результатами прямого виміру датчиками і виконує коригування. Спеціальна модель визначає вміст азоту, сірки і кольорових металів (Cr, Ni, Mo, Cu). За результатами визначень виконується “прямий випуск”.

На багатьох заводах світу до загальної системи автоматизації процесу включена автономна система регулювання шлакоутворення і запобігання викидів за типом системи НМетАУ. Система включає: віброметр на кисневій фурмі, який реєструє вібрацію фурми,

що відображає зміну рівня кінетичної енергії газу в процесі спінювання шлаку; модель металургійних реакцій, що служить для визначення фізичних властивостей шлаку й оцінки його схильності до спінювання на основі інформації про процес продувки. На основі обробки інформації по цих трьох компонентах комплексно оцінюють імовірність викидів. Якщо вона перевищує деяке граничне значення, система автоматично вибирає параметр керування і реалізує його (висота підйому фурми, витрати кисню на верхню продувку, витрати газу на донну продувку, маса матеріалів, що завантажуються).

Використовуючи рентгенівський флуоресцентний аналізатор, розділяють пил і шлам з різними вмістами цинку. Вміст цинку в пилу різко знижується після закінчення 40% тривалості продувки. 30-40% маси всього пилу, тобто пил першої половини, рециркулюють для добування цинку. Решту 60-70% пилу обробляють для одержання брикетів, які завантажують назад у конвертер чи використовують при агломерації залізної руди.

За останні 15 років створено значну кількість пристроїв для безшлакового зливу сталі у ківш із застосуванням механічного закриття льотки, у тому числі з електромагнітним виявленням моменту появи в ній шлаку, після чого льотка відразу закривається шлаковим стопором. Але найбільш ефективним виявилось застосування в Японії, Китаї і Європі газодинамічного відсічення шлаку (досягають попадання його в кількості менше 1 кг/т сталі).

Переробка шлаку в конвертерних цехах до цього часу залишається технологічно примітивною й екологічно недосконалою. Деяку його кількість використовують як добавку до добрив. Модифікування шлаку (при прискореному охолодженні) дозволяє використовувати його в якості замітника портландцементу. Вивчається можливість застосування сухої грануляції шлаку для одержання продукту з підвищеною споживчою вартістю, при цьому гранично зменшуються забруднюючі викиди. В стадії опрацювання знаходиться варіант прийому шлаку для грануляції не зі шлакової чаші чи шлаковоза, а безпосередньо з конвертера, що має ряд переваг.

Продовжуються дослідження варіантів по переробці підвищених витрат металобрухту в конвертерах. Їх принцип мало відрізняється від розроблених свого часу вітчизняних технологій (див. розділ 7.1), сама ж заміна чавуну брухтом, як відзначалося, різко знижує енергоємність сталі.

Підвищення останнім часом вимог до якості продукції на ринку металу привело до розробки способів і технологічних варіантів одержання сталей з ультранизьким вмістом домішок елементів (наприклад, IF-сталей), що забезпечують унікальні властивості металовиробів.

Високої чистоти сталі по домішках можна досягти лише при використанні високоякісної шихти. Незважаючи на появу нових альтернативних матеріалів, найважливішим залишається чавун. В даний час конвертерний процес розглядається як комплексний, що включає підготовку чавуну, власне процес плавки і позапічне рафінування сталі, включаючи обробку її у проміжному ковші.

Найбільший розвиток одержала позадоменна десульфурація чавуну. Незважаючи на розмаїтість рішень, основними ознаками технологій є: процес, оснований на вдуванні за допомогою фурми, в якості газу-носія в більшості випадків використовують азот, десульфуратора - суміші на основі карбиду кальцію+вапно (вапняк) або суміші на основі магнію+вапно чи карбід кальцію. Передбачається вдування у ковші торпедного типу (нині використовуються мало через проблеми скупчення в них шлаку) або в залівні ковші. Для підвищення ефективності застосовують спільну інжекцію (ко-інжекцію) - подачу двох (чи навіть трьох) компонентів до фурми, що занурюється за допомогою роздільних вузлів вдування.

Усе ширше використовують позадоменну десиліконізацію і дефосфорацію чавуну, вони стають основою комплексної його обробки. При цьому на першому етапі десиліконізують чавун під час випуску на жолобі доменної печі, потім дефосфорують і десульфурують на установках, розташованих по маршруту передачі чавуну із доменного цеху в конвертерний,

і зневуглицьовують у конвертері. Для десиліконізації використовують або окалину з вапном, або суміш шлаків агломераційного виробництва з вапном, що знижує вміст кремнію до 0,15-0,20%. Дефосфорують чавун звичайно у торпеді окремо, або разом з десульфурацією. У першому випадку чавун обробляють вапнянозалістими шлаковими сумішами (наприклад, 40% CaO; 40% Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 12% MgO; 8% MnO) з витратами ~20 кг/т, у другому - вдуванням рафінуючих сумішей (матеріалів, що містять вапно) через похилу фурму. Вміст фосфору знижують до 0,010%.

Зниження вмісту кремнію в чавуні забезпечує не тільки можливість наступної позапічної дефосфорації й ефективної малошлакової технології в конвертері, але й дозволяє одержати суттєву економію і при виплавці чавуну. У цілому воно стає одним з головних напрямків удосконалення технологій у комплексах доменна піч - кисневий конвертер. Поряд із позадоменною десиліконізацією, на багатьох заводах Європи і Японії за рахунок удосконалення безпосередньо доменної плавки також забезпечують низький вміст кремнію в чавуні, що подається в конвертерний цех, - до 0,30-0,35%. Впровадження малошлакової технології (2-4% шлаку в конвертері від маси сталі замість звичайних 12-15%) підвищує вихід придатного на 1-2%, стійкість футеровки і припускає можливість прямого легування металу в конвертері добавками марганцевої руди.

Проблема виробництва сталі з низьким вмістом азоту зводиться до запобігання його попадання в метал на кінцевій стадії продувки в конвертері (шляхом спінення шлаку, наприклад, добавками сирого доломіту) і на наступних етапах. Комбінована продувка в конвертері наближає реакцію окислювання вуглецю до рівноваги і знімає переокислення металу і шлаку. Подальше зниження вмісту кисню і видалення зі сталі водню забезпечують обробкою її після випуску в різного типу вакууматорах. У світі в середньому вакуумують 8% виробленої сталі, в Японії - 40%. Передбачається, що до 2010 р. у світі будуть вакуумувати 27% сталі, що виплавляється.

Агрегати типу ківш-піч з вакуумуванням найбільш багатопрофільні, в них можна проводити практично всю обробку сталі, особливо коли передбачена можливість скачування шлаку з ковша. Вони придатні для виробництва усіх сталей, що на сьогодні випускаються, і легко розміщуються в діючих конвертерних цехах. Удосконалення агрегатів спрямоване, головним чином, на створення умов, що сприяють прискоренню і поглибленню перебігу процесів рафінування. Це, в першу чергу, заходи, що сприяють інтенсифікації перемішування металу в ковші. Вони необхідні для всіх видів позапічної обробки. У ковші-печі й агрегатах циркуляційного вакуумування вони здійснюються за рахунок удосконалення устаткування для введення інертного газу, оптимізації розташування продувних пристроїв, періоду й інтенсивності (режиму) введення газу; для агрегатів порційного і циркуляційного вакуумування - удосконаленням конструкції камери і патрубків, в агрегатах типу ківш-піч застосовують електромагнітне перемішування, часто у поєднанні з продувкою аргонном.

Слід врахувати, що на багатьох закордонних заводах, враховуючи постійне ускладнення сортаменту виплавлюваних сталей і необхідність досягнення надзвичайно високого рівня комплексу вимог до їх якості і властивостей, вважають за необхідне мати в конвертерних цехах набір різних засобів і методів позапічного рафінування для забезпечення рішення практично будь-якої задачі.

Новим є зневуглицьовування сталі до ультранизьких концентрацій, видалення водню і, в ряді випадків, азоту в циркуляційних вакууматорах з подачею кисню через водоохолоджувану фурму у вакуумну камеру при так званому "КТВ-процесі" (Kawasaki Top Blowing). Якщо брати до уваги вже досліджені можливості подальшого підвищення ефективності позапічної обробки, з використанням способу "КТВ", у тому числі вдуванням флюсів через фурму, то можна вважати, що спосіб "КТВ" стане основою для зосередження усіх функцій позапічного рафінування сталей. Останнім часом число таких комплексних агрегатів зростає швидкими темпами. Нам необхідно також враховувати, що в розвинутих країнах, із засто-

суванням різних методів позапічного рафінування, випускається 80% сталей (для виробів відповідального призначення).

Для зниження виробничих витрат і підвищення якості металу на МБЛЗ рекомендується наступне: зменшення перерізу заготовок, що відливаються, з підвищенням швидкості розливання з метою збереження продуктивності; для всіх видів заготовок доцільне застосування вертикальних машин з вигином їх у горизонтальне положення; використання проковшів підвищеної ємкості і висоти, кристалізаторів з перемінною по висоті конусністю з більш досконалим режимом хитання; електромагнітне гальмування потоків сталі в кристалізаторі і м'яке обтиснення незатверділого зливка в зоні вторинного охолодження; термічний вплив на заготовку в зоні закінчення затвердіння.

І останнє. Винятково важливим аспектом, без якого технічне переозброєння навряд чи можливе, є налагодження співробітництва в нових умовах між навчальними, науковими, проектними заводами і власниками підприємств. Це дозволить вирішити питання підвищення технологічного рівня, екологічної безпеки, ресурсо- і енергозбереження у стислі терміни.

### Рекомендована література

1. Баптизманский В.И., Меджибожский М.Я., Охотский В.Б. Конвертерные процессы производства стали. – Киев-Донецк: Вища школа, 1984. – 343 с.
2. Баптизманский В.И., Охотский В.Б. Физико-химические основы кислородно-конвертерного процесса. – Киев-Донецк: Вища школа, 1981. – 183 с.
3. Охотский В.Б. Физико-химическая механика сталеплавильных процессов. – М.: Металлургия, 1993. – 150 с.
4. Колпаков С.В., Старов Р.В., Смоктий В.В., Лебедев В.И. Технология производства стали в современных конвертерных цехах. – М.: Машиностроение, 1991. – 464 с.
5. Баптизманский В.И. Теория кислородно-конвертерного процесса. – М.: Металлургия, 1975. – 375 с.
6. Баптизманский В.И., Бойченко Б.М., Черевко В.П. Тепловая работа кислородных конвертеров. – М.: Металлургия, 1988. – 174 с.
7. Явойский В.И., Дорофеев Г.А., Повх И.И. Теория продувки сталеплавильной ванны. – М.: Металлургия, 1974. – 495 с.
8. Явойский В.И. Теория процессов производства стали. – М.: Металлургия, 1967. – 792 с.
9. Баптизманский В.И., Бойченко Б.М. Металлолом в шихте кислородных конвертеров. – М.: Металлургия, 1982. – 136 с.
10. Бережинский А.И. Циммерман А.Ф. Охлаждение и очистка газов кислородных конвертеров. – М.: Металлургия, 1983. – 271 с.
11. Перельман С.Т., Зикеев А.С., Вовк И.И. Безопасность труда в конвертерных цехах. – Киев-Донецк: Вища школа, 1983. – 171 с.

---

---

## ЗМІСТ

Передмова .....	3
Вступ .....	5
<b>1. СТРУМИННІ ТЕЧІЇ .....</b>	<b>7</b>
1.1. Конструкція дуттєвих пристроїв .....	7
1.2. Дозвукові струмені .....	10
1.3. Звукові і надзвукові струмені .....	15
1.4. Керування продувкою .....	19
<b>2. ТЕОРІЯ КОНВЕРТЕРНИХ ПРОЦЕСІВ .....</b>	<b>22</b>
2.1. Взаємодія окислювальних струменів із металом .....	22
2.2. Фізико-хімічні процеси при взаємодії .....	28
2.3. Засвоєння кисню дуття .....	32
2.4. Окислювання кремнію .....	34
2.5. Окислювання марганцю .....	37
2.6. Окислювання вуглецю .....	39
2.7. Десульфурація .....	43
2.8. Дефосфорація .....	46
2.9. Окислюваність металу .....	49
2.10. Азот і водень у сталі .....	53
2.11. Тепловий бік процесу .....	55
2.12. Пилоутворення .....	59
2.13. Шлакоутворення .....	62
2.14. Перемішування ванни .....	66
2.15. Керування продувкою .....	68
<b>3. ПРОЦЕСИ ПОВІТРЯНОГО ДУТТЯ .....</b>	<b>70</b>
3.1. Будова і схема роботи конвертерів донного повітряного дуття .....	70
3.2. Бесемерівський процес .....	72
3.3. Томасівський процес .....	76
3.4. Мале бесемерування .....	79
3.5. Збагачення донного повітряного дуття киснем і застосування інших газових сумішей .....	81
<b>4. ПРОЦЕС ІЗ ВЕРХНЬОЮ КИСНЕВОЮ ПРОДУВКОЮ .....</b>	<b>84</b>
4.1. Історія виникнення і розвитку процесу .....	84
4.2. Схема конвертера, загальний виклад технології .....	86
4.3. Фурми, сопла, дуттєвий режим .....	88
4.4. Механізм окислювальних процесів. Динаміка рідкої ванни .....	96
4.5. Шихтові матеріали і вимоги до них .....	107
4.6. Особливості окислювання і виведення домішок .....	111
4.7. Шлакоутворення .....	116
4.8. Служба футеровки .....	132
4.9. Фізичні втрати металу .....	148
4.10. Матеріальний і тепловий баланси плавки .....	154
4.11. Теплові втрати конвертерів .....	160

4.12. Тепловий режим .....	163
4.13. Операції, що коригують результати плавки; загальна схема розкиснення і легування сталі .....	178
<b>5. ДОННА КИСНЕВА ПРОДУВКА .....</b>	<b>183</b>
5.1. Шихтовий режим .....	185
5.2. Дуттєвий режим .....	186
5.3. Тепловий режим .....	189
5.4. Технологічні взаємозв'язки .....	191
5.5. Фосфористий чавун .....	195
5.6. Низькомарганцевистий чавун .....	196
5.7. Ванадієвий чавун .....	196
<b>6. КОМБІНОВАНА ПРОДУВКА .....</b>	<b>198</b>
6.1. Типи продувки .....	198
6.2. Особливості конструкції дуттєвих пристроїв і агрегатів .....	200
6.3. Дуттєвий режим .....	202
6.4. Технологічні взаємодії .....	204
6.5. Тепловий режим .....	205
6.6. Вибір конвертерного процесу для конкретних умов підприємства .....	206
<b>7. ВАРІАНТИ ТЕХНОЛОГІЇ .....</b>	<b>208</b>
7.1. Процеси в глухонних конвертерах з підвищеною часткою брухту в металошихті .....	208
7.2. Конвертерна плавка з підвищеними витратами брухту введенням нейтрального газу знизу і кисню - зверху .....	244
7.3. Киснево-паливний конвертерний процес з часткою брухту в металошихті 40-50% .....	253
7.4. Киснево-конвертерний процес з високими витратами брухту (до 100%) .....	261
7.5. Конвертери (печі) з оптимізованим використанням енергії – EOF .....	268
7.6. Продувка фосфористих чавунів .....	271
7.6.1. Кал-До процес .....	275
7.6.2. Роторний процес .....	277
7.7. Продувка високомарганцевистих чавунів .....	278
7.8. Продувка ванадієвих чавунів .....	281
7.9. Продувка хромовмісних чавунів .....	285
7.10. Безперервний сталеплавильний процес .....	287
7.10.1. Теоретичні основи .....	287
7.10.2. Варіанти безперервного сталеплавильного процесу (БСП) .....	291
7.11. Аргонокисневе рафінування .....	301
<b>8. ВИРОБНИЦТВО ЯКІСНИХ, ЛЕГОВАНИХ І СПЕЦІАЛЬНИХ СТАЛЕЙ .....</b>	<b>304</b>
8.1. Попередня обробка чавуну .....	304
8.1.1. Мета обробки .....	304
8.1.2. Позадоменна десульфурація чавуну .....	304
8.1.3. Позадоменна дефосфорація чавуну .....	315
8.1.4. Задачі і принципи десиліконізації чавуну .....	318

---

8.1.5. Основи поєднання процесів десульфурації і дефосфорації чавуну в одному агрегаті.....	320
8.1.6. Сумісне проведення операцій видалення із чавуну кремнію, фосфору і сірки .....	322
8.2. Задачі позапічної обробки сталі в конвертерних цехах .....	323
8.3. Відсікання і виявлення шлаку при випуску металу з конвертера .....	325
8.4. Сучасні технології розкислювання і легування сталі .....	326
8.5. Контроль і управління на установках позапічної обробки .....	336
8.6. Обробка сталі в ковші нейтральним газом.....	337
8.7. Обробка сталі при зниженому тиску (вакуумування).....	344
8.8. Нагрівання сталі у ковші при атмосферному тиску .....	360
8.9. Комплексні технології і критерії вибору позапічної обробки сталі .....	361
8.10. Якість і призначення конвертерних сталей .....	365
8.11. Виробництво легованих сталей.....	368
<b>9. КЕРУВАННЯ КОНВЕРТЕРНИМ ПРОЦЕСОМ .....</b>	<b>374</b>
9.1. Контроль процесу.....	374
9.2. Статичне керування.....	376
9.3. Динамічне керування.....	378
9.4. Системи автоматизації .....	379
<b>10. БУДОВА КОНВЕРТЕРА .....</b>	<b>380</b>
10.1. Параметри агрегатів .....	380
10.2. Устаткування .....	382
10.3. Футеровка .....	386
10.4. Охолодження й очищення конвертерних газів .....	388
<b>11. КОНВЕРТЕРНИЙ ЦЕХ.....</b>	<b>391</b>
11.1. Схема роботи цеху .....	391
11.2. Вантажопотоки.....	392
11.3. Планування цеху .....	394
<b>12. РЕЦИРКУЛЯЦІЯ МАТЕРІАЛІВ КОНВЕРТЕРНОГО ВИРОБНИЦТВА І ПРОБЛЕМИ ЕКОЛОГІЇ .....</b>	<b>400</b>
12.1. Рециркуляція матеріалів як джерело ресурсів для майбутнього і засіб вирішення екологічних проблем .....	400
12.2. Метал.....	406
12.3. Неметалеві матеріали .....	409
12.4. Гази, вторинні енергоресурси (ВЕР) .....	415
12.5. Вода.....	429
<b>13. ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНІ ПОКАЗНИКИ .....</b>	<b>432</b>
<b>14. АВАРІЇ І ТЕХНІКА БЕЗПЕКИ .....</b>	<b>435</b>
<b>15. ТЕНДЕНЦІЇ РОЗВИТКУ КОНВЕРТЕРНОГО ВИРОБНИЦТВА СТАЛІ У СВІТІ І В УКРАЇНІ .....</b>	<b>438</b>
<b>Рекомендована література .....</b>	<b>444</b>
<b>Відомості про авторів .....</b>	<b>445</b>

Навчальне видання

БОЙЧЕНКО Борис Михайлович  
ОХОТСЬКИЙ Віктор Борисович  
ХАРЛАШИН Петро Степанович

КОНВЕРТЕРНЕ ВИРОБНИЦТВО СТАЛІ  
теорія, технологія, якість сталі,  
конструкція агрегатів,  
рециркуляція матеріалів і екологія

За редакцією докторів технічних наук,  
професорів Б.М. Бойченка і В.Б. Охотського

*Українською мовою*

---

Видавець -  
Рекламно-видавниче агентство  
**"Дніпро-ВАЛ"**  
Головний редактор - **Валерій Наринський**  
Коректор - **Валентина Петренко**  
Комп'ютерна верстка - **Жанна Бобровська**

*Свідоцтво суб'єкта видавничої справи про внесення  
до державного реєстру видавців  
Серія ДК № 46 від 28.04.2000 р.*

Підписано до друку 02.12.04. Формат 70x108<sup>1</sup>/<sub>16</sub>. Папір офсетний.  
Друк офсетний. Умовн. друк. арк. 37,76. Умовн. фарбо.-відб. 37,76.  
Тираж 1000 прим. Замовлення № 178.

Рекламно-видавниче агентство "Дніпро-ВАЛ"  
м. Дніпропетровськ, вул. Краснозаводська, 7,  
тел./факс 32-33-54.  
dneprval@creator.dp.ua