

Міністерство освіти і науки України  
Запорізький національний університет  
Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю. М. Потебні

**О.Г. Кириченко**

## **РЕСУРСОЗБЕРІГАЮЧІ ТЕХНОЛОГІЇ УТИЛІЗАЦІЇ ВІДХОДІВ**

Навчально-методичний посібник  
для здобувачів ступеня вищої освіти магістра  
спеціальності 136 «Металургія»  
освітньо-професійної програми «Металургія чорних металів»,  
«Металургія кольорових металів», «Обробка металів тиском»

Затверджено  
вченою радою ЗНУ  
Протокол № \_\_\_\_ від \_\_\_\_\_

**Запоріжжя  
2023**

УДК 669:502.174(075.8)

К431

Кириченко О. Г. Ресурсозберігаючі технології утилізації відходів : навчально-методичний посібник для здобувачів ступеня вищої освіти магістра спеціальності 136 «Металургія» освітньо-професійної програми «Металургія чорних металів», «Металургія кольорових металів», «Обробка металів тиском». Запоріжжя : ЗНУ, 2023. 99 с.

Навчально-методичний посібник призначений для закріплення знань в сфері теоретичних основ і принципів ресурсозберігаючих технологій в металургії та формуванні навичок обрання технології утилізації відходів металургії. Навчально-методичний посібник містить загальні відомості про способи ресурсозбереження в металургії, а також практичні роботи.

Для здобувачів ступеня вищої освіти магістра спеціальності «Металургія» освітньо-професійної програми «Металургія чорних металів», «Металургія кольорових металів», «Обробка металів тиском».

Рецензент

*Д. В. Прутьков*, доктор хімічних наук, професор кафедри металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

Відповідальний за випуск

*Ю. О. Белоконь*, доктор технічних наук, професор, завідувач кафедри металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

## ЗМІСТ

|   | С. |
|---|----|
| ВСТУП.....  | 3  |
| РОЗДІЛ 1 Теорія ресурсозбереження. Основні терміни та поняття .....   | 7  |
| 1.1 Умови розвитку металургії у 21 столітті .....   | 7  |
| 1.2 Основні проблеми ресурсозбереження на сучасному етапі .....   | 12 |
| РОЗДІЛ 2 Впровадження безвідходних і маловідходних технологій .....   | 15 |
| РОЗДІЛ 3 Зв'язок між екологією та ресурсозбереженням у чорній металургії  | 17 |
| РОЗДІЛ 4 Переробка матеріалів .....   | 23 |
| 4.1 Класифікація промислових викидів та відходів.....   | 23 |
| 4.2 Підготовка штучної сировини для промислового використання.....  | 27 |
| 4.3 Життєвий цикл продукції .....   | 33 |
| РОЗДІЛ 5 Енергозбереження в металургії. Економія енергоресурсів.....  | 34 |
| 5.1 Методи енергозбереження на аглодоменно-конвертерному маршруті.....  | 41 |
| РОЗДІЛ 6 Ресурсозбереження в аглодоменному переділі.<br>Використання заміників первинної сировини та палива ..... | 46 |
| 6.1 Брикетування колошникового пилю .....   | 46 |
| 6.2 Використання пластикових відходів .....   | 50 |
| 6.3 Замінники коксу та природного газу в доменних печах .....   | 62 |
| 6.2 Удосконалення конструкцій та способи підвищення стійкості<br>дутьових фурм доменних печей.....                | 66 |
| РОЗДІЛ 7 Технології ресурсозбереження в сталеплавильному виробництві...   | 71 |
| ПИТАННЯ ДО ПІДСУМКОВОГО КОНТРОЛЮ .....  | 83 |
| Зміст практичних занять .....   | 84 |
| ПРАКТИЧНА РОБОТА 1 Вплив вмісту кремнію в чавуні на енергоємність<br>конвертерної плавки.....                     | 84 |
| ПРАКТИЧНА РОБОТА 2 Розрахунок загальної енергоємності металевого<br>лону.....                                     | 87 |
| ПРАКТИЧНА РОБОТА 3 Розрахунок видалення домішок зі сталі у шлак.....  | 89 |
| ПРАКТИЧНА РОБОТА 4 Розрахунок присадок процесу обробки сталі на<br>УКП.....                                       | 92 |
| ПРАКТИЧНА РОБОТА 5 Розрахунок вакуумування сталі.....   | 95 |
| ВИКОРИСТАНА ТА РЕКОМЕНДОВАНА ЛІТЕРАТУРА.....  | 97 |

## ВСТУП

В уяві людей металургія асоціюється з великою шкодою для довкілля.

Переробляється величезна кількість сировини, широко використовуються високотемпературні технології та процеси спалювання. Широке використання високотемпературних технологій і процесів горіння має відповідний вплив на навколишнє середовище. Вплив металургійної промисловості на природу і людину особливо значний в районах, де розташовані великі металургійні підприємства. Особливо це стосується територій, де розташовані великі металургійні заводи.

Історія розвитку техногенної цивілізації свідчить, що вона розвивалася насамперед на основі виробництва людиною достатньої кількості конструкційних матеріалів. Протягом двох з половиною тисячоліть основними будівельними матеріалами були метали, особливо залізо та його сплави.

1785 році світове виробництво сталі досягло 5 мільйонів тонн, у 1870 році - 12 мільйонів тонн, у 1899 році - 41,5 млн тонн, у 1905 році - 35 млн тонн, у 2010 році - понад 1000 млн тонн, а у 2015 році - понад 1600 млн тонн.

Основними проблемами гірничо-металургійного комплексу України на сьогоднішній день є наступні:

- використання застарілих та неефективних технологій. В Україні 26% сталі, виробленої в Україні, виплавляється в мартенівських печах; 48% сталі розливається на машинах безперервного лиття заготовок;

- моральний і фізичний знос основних фондів перевищує 60% у сталеплавильному виробництві і 90% у прокатному виробництві. Наприклад, з 25 прокатних станів, що працюють у Донецькій області, 21 (84%) були побудовані до 1969 року;

- висока енергоємність виробництва металоконструкцій. Високе енергоспоживання у виробництві металоконструкцій. Споживання коксу при виробництві чавуну в Україні майже на 75% вище, ніж у розвинених країнах, і становить досягаючи 530-560 кг/т;

- недостатня кількість коксу в умовах дефіциту коксівного вугілля (більше 30% потреби імпортується);

- слабе позиціонування в ланцюжку створення вартості.

У виробництві та експорті металопрокату переважає продукція з низькою доданою вартістю:

- комерційні заготовки та сляби переважно виготовляються зі звичайних марок сталі, частка яких постійно зменшується.

- частка виробництва високоякісних марок сталі та легованих марок сталі зменшується;

- низький рівень споживання металоконструкцій на внутрішньому ринку (до недавнього часу Україна входила до десяти провідних металургійних країн у світі за виробництвом металоконструкцій та 24 місце у світі за споживанням сталі на душу населення); експорт сталі перевищує 80%. Водночас, за оцінками експертів, більше половини

запасів металу в Україні (300-350 млн тонн) потребують термінової заміни.

Внутрішні прокатні потужності можуть бути максимізовані протягом щонайменше 10 років;

- Відсутність мотивації у вітчизняних фінансово-промислових груп.

Небажання суттєво змінювати стратегію з точки зору можливостей отримання прибутку. Шляхом визначення обґрунтованого обсягу технічного переоснащення та вибору найбільш ефективних технічних рішень

- Вибір найбільш ефективного технічного рішення;

- Постійне скорочення, а іноді й повна відмова від виплавки.

Постійне скорочення, а іноді й повна відмова від виплавки сталі за хімічним складом і механічними властивостями.

Прокат для відповідального застосування з високими вимогами до хімічного складу та механічних властивостей.

На чорну металургію України негативно впливає її експортна орієнтація (частка експорту сягає 80%).

Україна в основному постачає напівфабрикати з чавуну, звичайну сталеву заготовку та сляби. Цей факт пояснює розвиток технологічного оновлення обладнання в металургійній галузі (майже всі заводи оснащені відносно сучасним устаткуванням), що пояснює розвиток технологічного оновлення обладнання в металургійній галузі (майже всі заводи оснащені відносно сучасним устаткуванням).

Наближається до завершення процес виведення з експлуатації мартенівських печей. Враховуючи надлишок світових потужностей з виробництва сталі, очікується збільшення експорту високоякісної продукції з високим ступенем переробки.

Українська металургійна промисловість дуже стурбована надлишком світових потужностей з виробництва сталі.

Таким чином, можна зробити висновок, що українська металургійна промисловість стикається з серйозною кризою. Існує лише один шлях виходу з цієї кризи: українська металургійна промисловість потребує термінової і масштабної технологічної реконструкції з впровадженням ресурсо- та енергозберігаючих технологій, розширення якісного та розмірного асортименту з високим ступенем переробки для задоволення потреб внутрішнього ринку, підвищення продуктивності праці.

Концептуально основні проблеми української металургійної галузі можуть бути вирішені наступними шляхами:

- розширення впровадження технології вдування пиловугільного палива та відмова від мартенівського способу виплавки сталі;

- відмова від застарілого, ветхого та фізично зношеного мартенівського способу виробництва сталі та обробки зливків;

- відмова від морально застарілих, ветхих і фізично зношених прокатних станів і заміна їх на прокатно-розливні модулі.

Більшість українських металургійних підприємств модернізують свої технічні потужності, встановлюючи обладнання іноземних підприємств та використовуючи технології іноземних підприємств.

Можливості української машинобудівної галузі також не враховуються. Це означає, що не в повній мірі вирішується проблема виробництва конкурентоспроможної металопродукції та виконання вимог ресурсозбереження та енергоефективності.

У зарубіжній металургійній практиці найбільш прогресивними варіантами технологічних маршрутів конвертерного виробництва є наступні:

- рафінування передільного чавуну перед киснево-конвертерною плавкою (Японія, Корея) для видалення кремнію, сірки та фосфору до заданих концентрацій або тільки десульфуратія глибоким плавленням (Західна Європа, Північна Америка, Китай);

- комбінована продувка попередньо рафінованого чавуну в конвертері з малошлаковою технологією і рідинною десульфуратією.

- малошлакова технологія з рідкофазним відновленням добавок марганцевмісної сировини та частковим допалюванням димових газів.

- формування кінцевого шлаку з ванни конвертера.

- нанесення шлаку на периклазову вуглецеву футеровку конвертера.

- Після вивантаження напівфабрикатів у ківш.

Наведені вище етапи конвертерного виробництва чавуну і напівфабрикатів виконуються частково. Частково реалізовані на багатьох металургійних підприємствах України.

*Ресурсо- та енергоефективність у виробництві*

Процеси, що спостерігаються зараз, очевидно, пов'язані з іншими глибинними причинами. Аналізуючи ці процеси, слід мати на увазі наступні обставини:

По-перше, зміни в споживанні сталі тісно пов'язані зі змінами в технологічних процесах. Втрати металу різко скоротилися, а якість сталі покращилася. Як наслідок, споживання сталі в машинобудуванні, будівництві та інших металоспоживаючих галузях також зросло.

По-друге, дефіцит коксівного вугілля був сильним стримуючим фактором для розвитку металургійної промисловості. Незважаючи на розвиток альтернативних технологій, структура виробництва сталі не змінилася і в багатьох випадках дефіцит коксу є обмежуючим фактором у виробництві сталі.

По-третє, на розвиток металургійного виробництва в індустріально розвинених країнах вплинув вплив навколишнього середовища. Контроль за шкідливими викидами в навколишнє середовище. Витрати на контроль за шкідливими викидами в навколишнє середовище різко впали.

Рентабельність виробництва та конкурентоспроможність металургійних підприємств значно знизилася. Постійне виснаження мінерально-сировинних ресурсів призвело до необхідності пошуку і вдосконалення методів енерго- і ресурсозбереження.

До ідеальних схем ресурсозберігаючих технологій відносяться:

- використання побічних продуктів і відходів одного виробничого процесу у власному виробничому процесі або на інших підприємствах.
- використання продукту як у власному виробництві, так і на інших підприємствах.

Якими методами можна вирішити цю проблему в чорній металургії - *мета* вивчення цього курсі.

Дисципліна «Ресурсозберігаючі технології в металургії» забезпечує технічну підготовку майбутнього науковця.

Проблема переробки відвальних шлаків і вилучення з них металевих компонентів з подальшим використанням їх як вторинної сировини є однією з актуальних в металургії. Ця проблема має кілька аспектів. По-перше, метал, витягнутий з металевого шлаку, значно дешевше металу, видобутого з руди в результаті цілого ряду технологічних переділів. По-друге, після вилучення металів з шлаку останній може бути корисно утилізований. Основу безвідходної технології становлять розробка і впровадження принципово нових технологічних процесів, що виключають будь-які види відходів, різних безстічних технологічних схем і водооборотних циклів на базі ефективних методів очищення, а також широке використання відходів як вторинної сировини. Особливе значення комплексне використання сировини має для такої матеріаломісткою галузі промисловості, як чорна металургія, де при виплавці чавуну, сталі та феросплавів неминуче утворюється велика кількість технологічних відходів. З них 80% припадає на шлаки, які утворюються з порожньої породи залізородних матеріалів, флюсів, золи палива, а також продуктів окислення металу і домішок. Важливою проблемою створення безвідходної технології є її організаційні принципи, де певну роль має вибір напрямків, структура підрозділів. В цьому відношенні є позитивний досвід ряду металургійних підприємств. Широке висвітлення науково-технічних розробок, їх теоретичний аналіз, а також узагальнення досвіду передових підприємств з переробки шлаків зіграють важливу роль в проблемі створення удосконаленої безвідходної технології у чорній металургії. Нарешті, корисна переробка шлакових відвалів дає можливість звільнити територію, зайняту відвалами, або принаймні не розширювати її до невизначених меж, тобто покращує і екологічну обстановку в відвальній зоні і навколо неї.

У результаті вивчення навчальної дисципліни студент повинен *знати:*

- теоретичні основи і підходи до створення ресурсозберігаючого проекту;
- типові підходи до підвищення ресурсоефективності діючих технологій;
- методики створення та застосування ресурсозберігаючих заходів.

*вміти:*

- визначати критерії ресурсоефективності запропонованих заходів в реальному явищі, процесі чи агрегаті;
- складати лінійні, розгалужені і циклічні алгоритми керування ресурсопотоками з метою їх вдосконалення;
- запропонувати типові ресурсозберігаючі заходи.

## РОЗДІЛ 1

### Теорія ресурсозбереження. Основні терміни та поняття

*Ресурсозбереження слід розглядати як умову, результат, процес і показник.*

Поліпшення використання засобів виробництва на всіх стадіях виробничо-господарської діяльності підприємств, а також економічне і соціальне ресурсозбереження слід розглядати як умови, результат, процес і показник.

Економічний і соціальний розвиток суспільства, а також поліпшення використання засобів виробництва на всіх стадіях виробничо-господарської діяльності підприємств слід розглядати як умови, результати, процеси і показники

Результатом ресурсозбереження є вивільнення матеріальних ресурсів з господарського обороту.

За рахунок заміни побічних продуктів і відходів - це вивільнення матеріальних ресурсів з господарського обороту та відходів виробництва шляхом заміни їх відходами виробництва. Воно не тільки підвищує ефективність виробництва, а й сприяє запобіганню забрудненню навколишнього середовища.

Показником ресурсоефективності є зниження ресурсоемності виробництва, тобто збільшення виходу кінцевого продукту. Іншими словами, це збільшення виходу кінцевого продукту на одиницю ресурсу, необхідного для виробництва.

Для української металургії, спрямованої на повну утилізацію цінних відходів виробництва, необхідно розглянути такі ключові питання, пов'язані з повною утилізацією відходів виробництва:

1) зменшення утворення відходів в основних технологічних процесах шляхом їх вдосконалення та розробки нового металургійного обладнання з меншою кількістю відходів;

2) проектування, будівництво нових і реконструкція сортувальних і комбінованих комплексів з переробки та утилізації відходів;

3) підготовка та переробка композитних шламів різних фізико-хімічних властивостей у будівельній галузі;

4) підготовка та переробка шламів різних фізико-хімічних властивостей у будівельній галузі.

5) розробка технологій та обладнання для перепрофілювання виробництв, що використовують велику кількість води;

6) розробка технологій та обладнання для перетворення сухої рекультивації з утилізацією та знешкодженням вилучених відходів.

#### 1.1 Умови розвитку металургії у 21 столітті

У країнах, де традиційно розвивалася металургія, раніше використовувався класичний технологічний маршрут: коксова піч - доменна піч

- кисневий конвертер - машина безперервного лиття заготовок - прокатний стан, в останні роки досягли значних успіхів у розвитку металургійної промисловості.

Основними факторами цього успіху є наступні:

По-перше, орієнтація на виробництво сталі в електропечах. Техніко-економічні показники доменного виробництва покращилися в кілька разів, і ця тенденція продовжується. Поряд з оптимізацією енергоспоживання, забезпеченням високої якості сталі, дотриманням екологічних вимог та дотримання екологічних вимог і поліпшення умов праці.

По-друге, розвиток технології безперервного розливання сталі наочно демонструє використання машин, які пропонують максимальний потенціал. Вона пропонує максимальну гнучкість щодо розмірів і марок продукції, а також низькі експлуатаційні витрати і капітальні інвестиції

По-третє, розвиток технології та обладнання, що поєднує ливарні та прокатні модулі, одноклетеві стани гарячої прокатки, штрипси необхідної якості, прокатних клітей нових конструкцій та іншого обладнання для виробництва сортового прокату.

До них відносяться нові конструкції прокатних клітей та іншого обладнання для виробництва сортового прокату.

Основними напрямками майбутньої інноваційної діяльності в галузі є:

- інновації, спрямовані на поліпшення якості та споживчих характеристик і розширення асортименту металопродукції;

- інновації, пов'язані з розвитком і розширенням інтегрованих систем менеджменту, в тому числі їх використання для докорінної модернізації мехатронних комплексів для докорінної модернізації існуючих установок;

- інновації у сфері постачання сировини, по-перше, розробка нових методів розвідки та експлуатації мінеральних ресурсів; по-друге, інновації у сфері сировинного забезпечення.

- інновації в галузі екології та зниження токсичності металопродукції, спрямовані на скорочення викидів відповідно до вимог Кіотського протоколу;

- інформаційні проекти, спрямовані на розвиток попиту на нові види металопродукції. Успішним прикладом технологічної диверсифікації є активний розвиток міні-металургії у виробництві сталі.

Прикладом успішної технологічної диверсифікації є активний розвиток міні-металургії у виробництві сталі.

Перші з них - це спеціальні компактні підприємства (міні-заводи).

Міні-комбінат є спеціальним компактным підприємством (міні-заводом), тобто входить до складу електродугової плавки, безперервного лиття і прокату.

Підприємство є високоефективним спеціальним компактным підприємством (міні-заводом), яке гнучко використовує існуючі технологічні процеси, тобто є частиною електродугової плавки, безперервного лиття і прокату. Це, безумовно, дозволяє вирішити специфічне завдання диверсифікації асортименту продукції, а також залишається специфічне завдання підвищення якості металопродукції для високотехнологічних та інноваційних галузей промисловості.

Йдеться про підвищення якості металопродукції для інноваційних галузей.

Сектор чорної металургії вироблятиме необхідну марку сталі протягом прогнозованого періоду.

Очікуваний розвиток чорної металургії можна розділити на три етапи:

I етап (2000-2050 рр.): виснаження запасів нафти, зростання видобутку твердого та газоподібного палива, період традиційного розвитку металургії.

II етап (2050-2150 рр.): період вичерпання викопних видів палива.

Завершення видобутку газоподібного палива, інтенсивний видобуток твердого палива, скорочення запасів коксівного вугілля. Зменшення запасів коксівного вугілля та розвиток передових технологій в енергетиці на основі ядерної, відновлюваної та нетрадиційної енергетики.

Етап 3 (2150-2250 рр.): період поступового скорочення видобутку твердого палива та інтенсивного переходу на ядерні види палива. Інтенсивний перехід на паливо, інтенсивний перехід на ядерні, відновлювані та нетрадиційні джерела енергії. Доповнення джерел енергії сучасним електричним газом, електричними печами та нетрадиційними джерелами енергії. Поступовий перехід на газоподібні відновники, такі як біогаз.

Приклади газифікації вугілля з одночасним виробництвом гарячих металізованих окатишів.

Прикладами газифікації вугілля з одночасним виробництвом металізованих пелет є процес Wiberg-Sederfors у Швеції та процес на базі шведської атомної електростанції. Процес Віберга-Седерфорса реалізується в Швеції і використовує ядерний реактор з високотемпературним гелієвим теплоносієм.

Використання генераторів замість парокисневих генераторів (зокрема, процес Midrex) має переваги.

Для металургії цікаве непряме використання ядерної (або термоядерної) енергії для виробництва заліза – це непряме використання енергії (термоядерного синтезу) для виробництва заліза представляє особливий інтерес. Тепло гелію, нагрітого в реакторі (1200 °C) використовується для обігріву газової камери, камери пароутворення, газових камер, генерації водяної пари в котлах-утилізаторах і використовується для виробництва електроенергії. Вугілля використовується як первинний відновник.

Для прогнозування розвитку чорної металургії вченими-металургами в Україні та за кордоном було проведено низку досліджень.

Прогнозуванню розвитку чорної металургії присвячено багато досліджень українських і зарубіжних металургів. Вже в минулому столітті подібні коментарі та припущення висловлювалися щодо розвитку чорної металургії.

Подібні коментарі та припущення щодо розвитку чорної металургії висловлювалися ще в минулому столітті.

Наприклад, В.І. Баптизманський писав про розширення використання пиловугільного палива в доменних печах, розвиток безкоксової технології виробництва рідкого чавуну, низькотемпературної плазми для виробництва відновлювальних газів, розвиток електросталеплавильного виробництва в обсягах, що гарантують повну утилізацію металобрухту.

Б.Є. Патон зазначав, що «в майбутньому шахтні печі та електропечі залишаться основним обладнанням для відновлення».

### *Становище на початку третього тисячоліття*

Сучасна структура виробництва сталі остаточно сформувалася на початку 20-го століття. Вона більш-менш представлена триступеневою системою, яка виглядає наступним чином:

1. підготовка сировини.

Цей етап включає збагачення залізної руди, огрудкування залізородного сировинного концентрату, збагачення вугілля та коксування вугільного концентрату.

2. виробництво первинного металу в доменних печах і, як альтернатива, твердофазне та рідкофазне виробництво.

3. перерозподіл первинних металів (заліза та металізованої сировини) у сталь.

На сьогоднішній день більшість сталі (понад 95%) виробляється доменним способом виплавки чавуну. За цим методом залізо з руди перетворюється на чавун у доменній печі, а з чавуну виробляється сталь. Майже все залізо (понад 99,5%) перетворюється на чавун у доменній печі, а сталь виробляється з чавуну в сталеплавильних печах.

Хоча система «чавун-сталь» на перший погляд здається складною, вона простіша, ніж пряме виробництво заліза з руди.

Вона має незаперечні переваги перед прямим виплавленням заліза з руди:

- можливість виробляти певну марку металу з будь-якої залізної руди;
- високий ступінь енергозбереження;
- високий ступінь економії матеріалів;
- низькі викиди в навколишнє середовище
- висока питома і загальна продуктивність обладнання.

Досвід промислового розвитку розширив і скоригував сферу оцінки різних напрямків виробництва і критерії виробничого успіху. Однак жоден із запропонованих варіантів «прямої виплавки сталі з руди» не виявився конкурентоспроможним.

Група вчених на чолі з Ю.С. Юсфіним представила свої прогнози на 20 століття в п'яти групах. Були представлені наступні.

### *Напрямки розвитку металургії, перспективи яких невизначені*

1. зростання виробничих потужностей металургійних агрегатів досягло своїх повних меж.

Зростання виробничих потужностей металургійних агрегатів повністю досягло своєї межі. Ймовірно, максимальна потужність агрегату огрудкування буде досягнута тоді, коли площа підсмоктування 500-600 м<sup>2</sup>, об'єм доменних печей 5000-5500 м<sup>3</sup>, конвертерних печей 150-200 т тощо. Міні- та «мікрометалургійні» агрегати.

2. багато агрегатів виключено з розгляду, оскільки вони не можуть відповідати вимогам.

Ряд установок виключено з розгляду, оскільки вони не можуть відповідати вимогам «екологічно чистого виробництва». Перш за все, згадуються наступні: трубчасті печі для випалу руди та магнітного збагачення або огрудкування концентратів. Ці агрегати відрізняються притаманною їм здатністю викидати велику кількість твердих частинок у навколишнє середовище. Тому вартість очищення зумовлює високі витрати енергії, що призводить до ще більших викидів при виробництві енергії. Те саме стосується різних варіантів процесу виробництва чавуну в електродугових печах та інших методів.

3. немає перспектив для шахтних печей для гранулювання збагачених продуктів.

4. очікується остаточна відмова від політики заміщення коксу неугільним паливом.

Очікується, що політика заміни коксу неугільним паливом з часом буде скасована. Цей напрямок не є продуктивним, якщо розглядати питання з точки зору інтересів національної економіки, виходячи з розрахунків "життєвого циклу продукту».

Існує дві причини цієї проблеми.

По-перше, коксівне вугілля є дефіцитною сировиною і в багатьох країнах та, а в деяких регіонах його взагалі немає.

По-друге, виробництво коксу в чорній металургії вважається екологічно небезпечним з точки зору викидів і вважається більш екологічно шкідливим у первинному виробництві металу.

Заміщення коксу у виробництві первинного металу спрямоване на закриття коксохімічних підприємств.

Це має на меті покращити екологічну ситуацію в металургійних районах. Так і є. Це велика помилка. Коксування вугілля дає цінну хімічну сировину. Наприклад, у виробництві дитячих ліків. Закриття коксохімічного заводу означатиме, що потрібно буде будувати альтернативний хімічний завод.

Перевагами коксохімічного виробництва над технологіями, що використовують вугілля замість коксу, є саме високий ступінь ресурсозбереження та захисту довкілля.

При використанні вугілля леткі речовини або спалюються як паливо (неефективне використання ресурсів), або частково чи повністю спалюються (неефективне використання ресурсів), або частково чи повністю не спалюються.

Летючі речовини або спалюються як паливо (неефективне використання ресурсів), або частково чи повністю викидаються в атмосферу неконтрольованим чином.

Викиди в атмосферу в кілька разів небезпечніші, ніж викиди від коксу.

Вони в багато разів небезпечніші, ніж забруднювачі повітря, що викидаються від коксохімічного виробництва. Скоріше можна прогнозувати, що в 21 столітті з'явиться протилежна тенденція.

Це переведення всіх твердих видів палива на кокс.

Це максимальне використання летких речовин вугілля.

*Напрямки розвитку, які можна беззастережно очікувати в майбутньому:*

1. мікрометалургія. Міні-металургійні заводи потужністю від 100 000 до 2 млн тонн на рік., мікрозаводи від 5 до 50000 тонн на рік. Ці заводи оснащені невеликими установками окомковання, невеликими конвертерами, ДСП та мікропрокатними станами. Такі підприємства відрізняються точковими викидами в навколишнє середовище.

2. виробництво сталі, при якому домішки максимально усуваються. На світовому ринку зростає попит на чавун з вмістом домішок 0,05-0,2% марганцю та кремнію, до 0,02 % сірки і фосфору, але не містять титану, хрому і ванадію, і не містить ні хрому, ні ванадію. Тому за межами печі потрібно видалити титан, хром, ванадій тощо. Тому очікується широкий розвиток методів обробки сталі для видалення цих домішок.

3. газифікація твердого палива. Безпосередньо в доменній печі (в газогенераторі).

4. сертифікація металургійного виробництва. Розробка систем управління якістю продукції.

#### *Напрямки з сумнівними перспективами розвитку.*

1. перспективи спеціальної електросталеплавильної галузі є невизначеністю. Це пов'язано з високим споживанням електроенергії і з забрудненням навколишнього середовища.

2. існує потреба в класифікації сталевих брухту.

Сталевий брухт стає забруднювачем навколишнього середовища зі зниженням якості.

3. розвиток технології спікання зовсім не зрозумілий для виробництва окатишів.

4. перспективи «хімічних та металургійних процесів» є невизначеними.

Приклади включають флотацію залізної руди та конверсію природного газу.

## **1.2 Основні проблеми ресурсозбереження на сучасному етапі**

Чорна металургія відноситься до найбільш ресурсоемних галузей. Вона споживає близько 9% палива і електроенергії, що виробляється, мільйони тонн руді та іншої мінеральної сировини.

*Технічне відставання української металургії обумовлює підвищену витрату ресурсів і стримує розвиток прогресивних енергозберігаючих технологій.*

Розрахунки показують, що енерговитрати на 1 т готового прокату на 20-30% перевищують аналогічний показник металургійних підприємств США, Японії, Німеччині.

Теплові відходи у вигляді безповоротного втраченого фізичного тепла складають більш половини. Близько 40-50% первинної енергії втрачається марно.

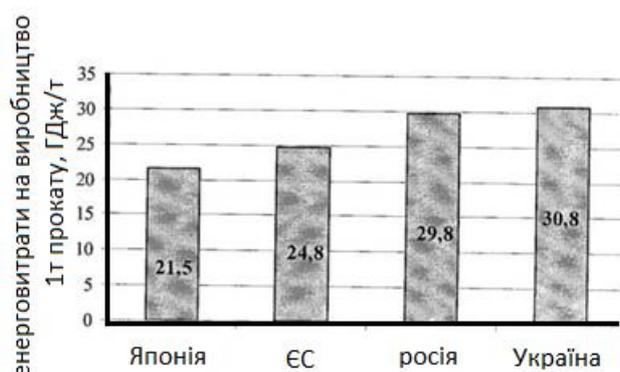


Рисунок 1.1 - Енерговитрати на виробництво у чорній металургії

В результаті щорічні фінансові і матеріальні втрати чорної металургії оцінюються в 3,5-4 млн. доларів. Ці витрати істотно зростають з урахуванням засобів, необхідних для відтворення зайве витрачених ресурсів, додаткових транспортних витрат, а також втрат споживачів із-за низької якості металу. Висока енергоемність металургійного виробництва при високій вартості енергоресурсів обумовлює виняткову важливість енергозбереження на всіх переділах.

Таблиця 1.1 – Питомі витрати енергії, кг умовного палива на 1 т готового продукту

| Процес                        | Виробництво сталі з рудної сировини, кг у.п./т | Виробництво сталі на базі металобрухту, кг у.п./т |
|-------------------------------|--|---|
| Добування й збагачення        | 18,5   |   |
| Огрудкування/переробка брухту | 33,7   | 4,28  |
| Виробництво коксу             | 57,4   |   |
| Отримання чавуну              | 443,7  |   |
| Сталеплавильне виробництво    | 37,79  | 123,26  |
| Усього                        | 591,09   | 127,54  |

Основним показником для порівняння служить показник питомої енергоемності (кг у. п./т або Гдж/т продукції).

Таблиця 1.2 – Типи підприємств у структурі світової металургії

| № | Тип підприємства  | Капітальні витрати, дол./т | Амортизаційні відрахування, дол./т | Енерговитрати, ГДж/т |
|---|---|----------------------------|------------------------------------|----------------------|
| 1 | Традиційні заводи з повним циклом   | 1000                       | 150                                | 24-30                |
| 2 | Міні-заводи, що переробляють сировину прямого відновлення (або у поєднанні з брухтом) | 450                        | 70                                 | 14-17                |
| 3 | Міні-заводи, що переробляють металобрухт  | 300                        | 45                                 | 11-14                |

Питома енергоемність продукції для чавуну - це витрати палива і електроенергії на підготовку залізородних матеріалів до плавки, а також

безпосередні витрати в доменній плавці скіпового коксу, природного газу і кисню.

В розрахунок енергоємності сталі включають витрати енергії на попередньому переділі, що вносяться з використанням в шихті передільним чавуном і з вдуванням в сталеплавильну ванну паливом і киснем; у електросталеплавильному переділі враховують ще і електроенергію, що підводиться до електродів. Отримані результати витрат енергії на сталь перемножують на коефіцієнт витрати сталі на прокат і отримують показник енергоємності прокату.

Необхідність покращення властивостей сталі та зміна ціни на енергоносії примусили металургів створювати нові металургійні агрегати й розробляти технології рафінування, у тому числі від домішок кольорових металів.

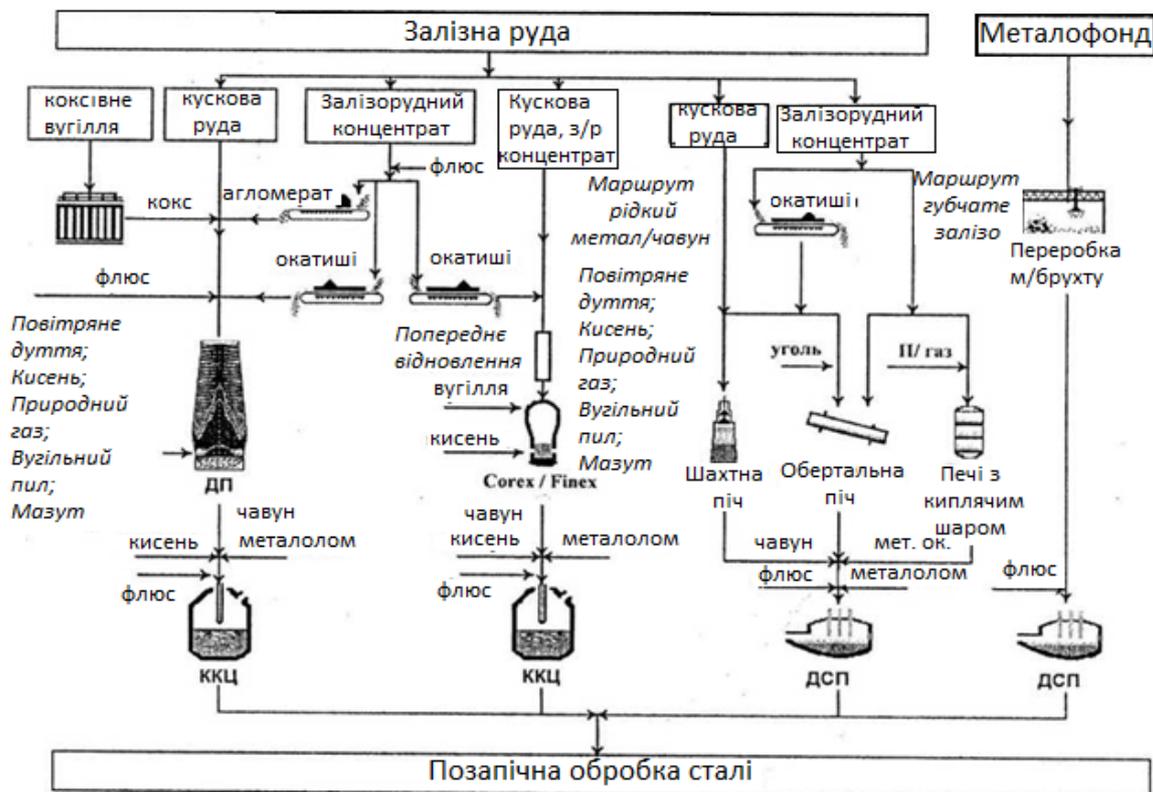


Рисунок 1.2 - Існуючі технологічні схеми отримання рідкої сталі

Українська металургійна галузь має значні резерви для зниження вартості основних виробничих ресурсів.

Українська металургійна галузь має значні резерви для зниження вартості ключових виробничих ресурсів практично на всіх етапах виробництва. Одне з найважливіших завдань є подальша зміна технологічної структури як доменного, так і сталеплавильного процесів.

Збільшення частки прогресивних процесів, таких як киснево-конвертерні печі (включаючи комбіновану продувку), електродугові печі (включаючи продувку) та електросталеплавильні печі, а також збільшити частку передових процесів, таких як електросталеплавильні печі, та максимізувати частку безперервного розливання сталі.

Збільшити частку безперервного розливання сталевої заготовки.

## РОЗДІЛ 2

### Впровадження безвідходних і маловідходних технологій

Наближення енерго- і ресурсоспоживання до теоретичних значень можливе лише за рахунок розвитку безвідходних технологій. Це можливо лише за рахунок розвитку безвідходних технологій.

Безвідходна технологія - це спосіб виробництва, при якому вся сировина і енергія використовуються найбільш раціонально і комплексно в циклі "сировина - виробництво - споживання - відходи".

У циклі «сировина - виробництво - споживання - вторинна сировина» вплив на навколишнє середовище не порушує цей баланс.

Впровадження безвідходних технологій також не виключає можливості забруднення навколишнього середовища.

Забруднення навколишнього середовища енергетичними та матеріальними відходами не виключається, але кількість відходів дуже мала і наближається до кількості відходів від ідеального виробництва.

Маловідходна технологія вважається проміжним етапом на шляху до безвідходної технології.

Концентрації не перевищуються, а частина сировини стає відходами і використовується для тривалого зберігання або утилізації.

*Методи покращення характеру безвідходного виробництва.*

Безвідходні технології розвиваються у двох напрямках:

1) Створення нових технологічних процесів, які мінімізують утворення різних відходів і побічних продуктів.

2) Повне та ефективне використання відходів та побічних продуктів, що утворюються.

Розробка радикально нових технологій займає тривалий час. Саме тому зараз настав час для того, щоб зменшити кількість відходів і зробити виробництво більш екологічним:

- реконструювати виробничі потужності та вдосконалити технології, щоб зменшити кількість відходів, що утворюються;

- розширення використання очисних споруд та покращення їх роботи;

- комплексна переробка сировини;

- комбінування різних виробництв, переробка відходів однієї галузі та використання їх як сировини для іншої;

- створення безвідходних територій та промислових зон.

Мінеральні ресурси на планеті виснажуються. Тому ефективне використання мінеральних ресурсів набуває особливого значення.

Комплексне використання сировини - це побічні продукти, що виробляються з певної сировини, використовуються разом з основною сировиною та іншими корисними продуктами.

Сьогодні комплексне використання сировини є більш широким поняттям і стало науковою дисципліною про рудну сировину.

Технологія рудної сировини базується на теорії замкненого циклу

виробництва.

Основними принципами теорії замкненого циклу виробництва є:

1. раціональне використання мінеральної сировини:

- виробничі системи, в яких повністю використовуються всі корисні компоненти, а процеси адаптовані до сировини;

- побудова виробничих систем, в яких процеси адаптовані до сировини;

2. відходи одного процесу або стадії процесу використовуються як сировина для іншого процесу або стадії процесу;

3. виробництво металевих сплавів з урахуванням не тільки властивостей, але й природних елементів.

4. виробництво штучної сировини з забалансових руд, а в перспективі - з гірських порід.

5. створення замкнутих, самоконтрольованих виробничих систем з урахуванням жорстких екологічних вимог.

Мета комплексного використання сировини в металургії є обґрунтованою.

Повне вилучення основних і необхідних елементів та утилізація відходів гірничодобувної промисловості, збагачення руд без заподіяння шкоди навколишньому середовищу.

Найважливіший висновок теорії замкненого циклу виробництва:

- якщо виробництво не замкнене, сировина не може постачатися нескінченно.

- Якщо виробництво не замкнене, сировина не використовується повністю.

### РОЗДІЛ 3

#### Зв'язок між екологією та ресурсозбереженням у чорній металургії

Виснаження мінеральних ресурсів пов'язане з необхідністю ресурсо- та енергозбереження у світі екологічних проблем. Ці питання і виклики взаємопов'язані. Для навколишнього середовища ідеальна технічна організація повинна включати використання побічних продуктів і відходів в інших виробничих процесах.

Водночас, це ідеальна схема ресурсозберігаючої технології.

Іншими словами, завдання екології та ресурсозбереження майже збігаються і інтегруються в єдине глобальне ресурсно-екологічне завдання.

Таким чином, використання поведження з технологічними відходами – це Поведження з відходами є комплексною ресурсно-екологічною проблемою.

Таблиця 3.1 – Екологічні показники металургійного виробництва (на 1 т продукції) в країнах ЄС

| Показник                            | Коксове   | Агломераційн<br>е | Доменне     | Марте-<br>нівське | Конвертерне | Електро<br>сталеплавильне |
|-------------------------------------|-----------|-------------------|-------------|-------------------|-------------|---------------------------|
| Металургійні підприємства країн ЄС  |           |                   |             |                   |             |                           |
| Витрата енергії,<br>ГДж             | 3,20-3,90 | 1,54-1,65         | 11,2-19,8   |                   | 0,19-0,30   | 1,25-1,80                 |
| Витрата води,<br>м <sup>3</sup>     | 0,80-10,0 | 0,01-0,03         | 0,01-50,0   |                   | 0,40-0,15   |                           |
| Викиди:<br>пилу, кг                 | 0,02-0,08 | 0,17-0,28         | 0,08-0,05   |                   | 0,08-0,15   | 0,001-0,78                |
| CO, кг                              | 0,13-1,50 | 0,01-0,04         | 0,70-1,75   |                   | 1,50-7,96   | 0,74-3,90                 |
| SO <sub>2</sub> , кг                | 0,03-0,98 | 0,90-1,80         | 0,02-0,23   |                   |             | 0,02-0,13                 |
| NO <sub>2</sub> , кг                | 0,23-0,60 | 0,44-1,50         | 0,03-0,12   |                   | 0,01-0,02   | 0,12-0,24                 |
| відходи, кг                         | 63,2-75,5 | 0-0,32            | 232,5-382,0 |                   | 100-173     | 122-180                   |
| стоки, м <sup>3</sup>               | 0,30-0,40 | 0-0,06            | 0,10-3,30   |                   | 0-7,00      | 0                         |
| Металургійні підприємства країн СНД |           |                   |             |                   |             |                           |
| Витрата енергії,<br>ГДж             | 3,40-4,00 | 2,00-2,10         | 21-36       | 4,2-5,1           | 1,48-0,93   | 1,80-2,00                 |
| Витрата води,<br>м <sup>3</sup>     | 1,17-2,00 | 2,2-5,93          | 23,5-43,8   | 8,6-35,5          | 1,10-13,00  | 0,90                      |
| Викиди:<br>пилу, кг                 | 0,63-1,10 | 1,50-2,00         | 0,80-1,18   | 0,8-35,5          | 0,87-1,03   | 2,90-7,10                 |
| CO, кг                              | 2,36-6,70 | 30-41             | 2,39-30,0   | 0,6-4,1           | 0,70-5,75   | 2,39-7,10                 |
| SO <sub>2</sub> , кг                | 0,78-1,00 | 0,66-3,18         | 0,10-0,20   | 0,3-0,6           | 0,01-0,06   | 0,15-0,16                 |
| NO <sub>2</sub> , кг                | 0,25-0,60 | 0,45-0,62         | 0,08-0,14   | 1,3-4,3           | 0,03-0,06   | 0,90-1,80                 |
| відходи, кг                         | 2,60      | 0-0,07            | 471-535     |                   | 200-211     | 150-180                   |
| стоки, м <sup>3</sup>               |           | 1-5,1             | 10-41       |                   | 0,9-12,0    | 0,90                      |

#### Характеристика екологічної небезпеки відходів

Екологічна небезпека відходів визначається сукупністю багатьох факторів.

По-перше, фізичний стан відходів, їхній хімічний склад і наявність токсичних речовин.

Технічні відходи металургії часто містять елементи, шкідливі для людини та екосистем.

Вони часто містять елементи, які є токсичними для екосистем. До них належать кольорові метали, такі як миш'як, сірка, фосфор, цинк, свинець і кадмій тощо. Екологічна небезпека таких відходів різко зростає через їхнє розповсюдження.

Найбільшу загрозу становлять пил і шлам, що розносяться вітром під час зберігання.

Під час зберігання вони розсіюються вітром. Невеликий розмір частинок сприяє міграції елементів у водорозчинні сполуки.

Це так зване вилуговування. Оскільки багато металів є амфотерними. Вилуговування відбувається за будь-якого рівня рН. Токсичні речовини та іони важких металів потрапляють у воду та ґрунт.

Пил від електродугових печей дуже токсичний.

Хлор і фтор також містяться і тому є дуже токсичними (у США витрати на їх зберігання становлять десятки доларів за тонну).

Концентрація токсичних компонентів у пилу і шламів в кілька сотень разів вища, ніж у шлаку.

Це пов'язано з летючістю багатьох домішок. З цієї причини неможливо використовувати перетворення пилу в простий компактний стан (спікання, плавлення) має значний вплив на навколишнє середовище.

Шкідливі домішки присутні і в шлаках чорної та кольорової металургії. Металургійні відходи містять як високотоксичні речовини (пил), так і відносно інертні речовини (доменний шлак). Однак зберігання сотень мільйонів тонн відходів також вимагає відмови від величезних територій.

Основними факторами, що визначають можливість утилізації відходів, залишаються їх фізичний стан і хімічний склад. Крім того, технічна можливість існуючих технологій та їх економічна доцільність з екологічної точки зору.

Існує низка технологічних можливостей для підвищення енергоефективності чорної металургії та скорочення викидів CO<sub>2</sub>.

- Підвищення ефективності процесів видобутку та збагачення залізної руди

- Підвищення ефективності процесів агломерації та виробництва окатишів
- Підвищення ефективності систем управління доменними печами
- Утилізація доменного газу та контроль вологості вугілля
- Сухе гасіння коксу
- Використання технології вдування пиловугільного палива в доменні печі,
- Контрольований рівень кисню і регульована робота електроприводу.
- Енергоефективний попередній підігрів сталерозливних ковшів
- Модернізація електродугових печей
- Безперервне розливання
- Лиття тонких смуг і наближення їх до заданого профілю.
- Впровадження систем управління роботою стана гарячої прокатки,

рекуператорні пальники, програмування процесу нагріву

- Ізоляція станів гарячої прокатки
- Енергоефективні двигуни в станах гарячої прокатки
- Використання вторинного тепла (водяне охолодження)
- Зменшення споживання пари в холодній прокатці

Таблиця 3.2 – Викиди CO<sub>2</sub> при виробництві сталі за різними технологіями

| Технологія  | Викиди<br>т CO <sub>2</sub> /т сталі | Примітка   |
|---|--------------------------------------|--|
| Металолом - електродугова піч                     | 0,15                                 | Обмежено досяжністю металолому                               |
| Залізо прямого відновлення -<br>електродугова піч | 0,8                                  | Обмежено досяжністю недорогого<br>заліза прямого відновлення |
| Удосконалена доменна піч –<br>кисневий конвертер  | 1,5                                  | Найбільш розповсюджена<br>технологія                         |
| Типова доменна піч - кисневий<br>конвертер        | 1,75                                 | Для України особливо важна<br>утилізація доменного газу      |
| Типова доменна піч –<br>мартенівська піч          | 2 - 2,5                              | Існує тільки в Україні та росії                              |

Таким чином, участь країн колишнього СНД у секторальних зобов'язаннях базується на абсолютному значенні інтенсивності викидів CO<sub>2</sub> на одиницю продукції.

Базування на абсолютному значенні викидів CO<sub>2</sub> на одиницю продукції є проблематичним. Галузь відстає від ситуації в інших країнах, навіть у таких країнах, як Індія та Бразилія. Тому єдиним варіантом є секторальні зобов'язання.

Для металургійної промисловості галузеві зобов'язання можуть бути обрані як відсоток скорочення викидів CO<sub>2</sub> на тонну сталі.

Для сталеливарної промисловості застосовується така ж рекомендація, як і для виробництва цементу.

Тут Україна має великі можливості. Глобальний потенціал скорочення викидів оцінюється в 0,5 тонни на тонну сталі. За потенціалом скорочення викидів Україна посідає перше місце з показником 0,70 тонни CO<sub>2</sub> на тонну. За нею йде Індія з показником 0,61 тонни CO<sub>2</sub> на тонну, а також Бразилія і Китай з показником 0,48 тонни CO<sub>2</sub> на тонну. Китай має по 0,48 тонни CO<sub>2</sub>/тонну. Потенціал росії становить 0,35 т CO<sub>2</sub>/т, що вдвічі нижче, ніж в Україні.

Це вдвічі менше, ніж в Україні. Серед розвинених країн потенціал Південної Африки та Канади становить 0,29 т CO<sub>2</sub>/т та 0,22 т CO<sub>2</sub>/т відповідно.

У Європі та США він становить близько 0,15 т CO<sub>2</sub>/т, а в Південній Кореї та Японії вдвічі нижчий - 0,08 т CO<sub>2</sub>/т.

Модернізація доменного виробництва та більш ефективне управління доменним процесом може заощадити близько 6 млн т CO або скоротити викиди на 10 000 000 тонн CO Аналогічних переваг можна досягти за рахунок переходу від виробництва мартенівських печей до киснево-конвертерних печей.

Аналогічних ефектів можна досягти за допомогою киснево-конвертерних печей. В Україні більша частина потенціалу пов'язана з пов'язана з

модернізацією доменного виробництва (16 млн т CO<sub>2</sub>/рік) з подальшим переходом на киснево-конвертерні печі.

В Україні модернізація доменного виробництва (16 млн. т CO<sub>2</sub>/рік) і перехід на киснево-конвертерні печі складають основну частину потенціалу, який в цілому становить близько 35 млн. т CO<sub>2</sub>/рік.

У 2007 році світове виробництво сталі перевищило 1,25 млрд. т. Викиди CO загальне енергоспоживання сталеливарної промисловості становить 233 Дж (приблизно 800 млн. т умовного палива). Це еквівалентно 3-4% світових викидів парникових газів.

Це еквівалентно 3-4% світових викидів парникових газів від усіх антропогенних джерел, включаючи вирубку лісів і руйнування ґрунтів.

Це включає вирубку лісів і втрату вуглецю в ґрунті. Таким чином, середні викиди CO<sub>2</sub> становлять приблизно 1,2-1,7 тонни на тонну сталі. Більш точний показник розрахувати дуже складно.

Викиди можуть бути включені або не включені у виробничий процес, такий як видобуток, збагачення, спікання і коксування.

Розрахунок дуже складний, оскільки різні етапи виробництва, такі як видобуток руди, агломерація та виробництво коксу, можуть бути включені або не включені.

Оцінки потенціалу впровадження передових технологій у світі показують, що споживання енергії може бути зменшено приблизно на 20%, а викиди CO<sub>2</sub> - на 340 млн тонн.

В абсолютних цифрах найбільший потенціал має Китай. Однак це значною мірою пов'язано з високими обсягами виробництва в країні. Потенціал скорочення викидів найвищий в Україні - 0,70 т CO<sub>2</sub>/т. Наступні на черзі Індія, Бразилія та Китай. Потенціал Росії становить 0,35 т CO<sub>2</sub>/т, що вдвічі менше, ніж в Україні.

Вдвічі менший, ніж в Україні. Потенціал розвинених країн Європи та США майже такий самий, як у росії, і вдвічі нижчий. Південна Корея та Японія в 4-5 разів нижчі за росію.

#### *Екологічні та енергетичні проблеми розвитку дугових печей*

Одиниця електроенергії в 5-10 разів дорожча за аналогічну одиницю природного газу або вугілля. Дугові печі великої потужності (100-150 тонн) працюють на змінному струмі (менше постійного), мають продуктивність не менше 100 т/год. Для МБЛЗ характерна висока частка хімічної енергії в паливі (до 65-70%), втрати при витяганні шихти (до 8,5-12 %) і високе тепловиділення.

Кількість тепла, що виділяється в робочий простір внаслідок екзотермічних реакцій, є високою (550-650 кВт-год/т). Мінімальне енергоспоживання цих печей становить 250-300 кВт-год/т.

У металургії заміна природного газу вугіллям призводить до значного збільшення викидів сірки.

Значно зростають викиди оксидів сірки та інших сполук сірки. Водночас зростають і наступні показники. Еквівалентні викиди від енергогенеруючих систем також зростають.

Ключовими напрямками зниження викидів і енергоспоживання при

переробці газу в процесі виплавки сталі є впровадження сухих методів очищення газу від пилу, розробка і впровадження сухих методів очищення газу від пилу, розробка і впровадження, а також розробка і впровадження технічних методів, технічних методів зниження утворення токсичних газів, використання аспіраційних газів як окислювача в різних окислювачах, зниження енерговитрат на очищення газів.

Проблеми, які виникають при цьому, можуть бути вирішені лише шляхом переходу на безперервні технологічні процеси. Очікується розвиток електричних методів очищення газів від оксидів азоту, сірки та вуглецю за допомогою робочого простору електропечі, забирають 10-30 % тепла, що відповідає 10-30 кг/т умовного палива.

Однак в умовах виробництва ДСП з обігрівом брухту екологічні проблеми не тільки не вирішуються. Мало того, що не вирішуються, вони часто загострюються.

Для очищення газів від діоксинів і фуранів пропонуються надто дорогі методи очищення газів від діоксинів і фуранів, такі як введення в газ адсорбентів (наприклад, активованого вугілля).

Очікується розвиток електричних методів очищення газів від оксидів, таких як азот, сірка та вуглець з використанням низькотемпературного розкислення. Цей метод характеризується низьким споживанням енергії.

Якщо 1 кг С(g) повністю спалити в робочому просторі печі разом з киснем виділяється 0,876 кг еквівалентної теплоти/кг С(g) або 0,328 кг еквівалентної теплоти і 2,67 кВт-год/кг кисню; при згорянні вуглецю до СО - 0,163 кг у.п./кг С(гр.), або 0,122 кг у.п./кг, 0,997 кВт-год/т кисню.

Переваги ДСП на постійному струмі: зменшення пилоутворення й викидів у 3-8 разів; зниження втратного витягу металошихти й збільшення виходу годного на 3-4 %; зниження витрати феросплавів на 15-20 %; зниження рівня шуму на 10-15 дБ; стабілізація електричного режиму й зменшення флікеру у 2-3 рази; підвищення стійкості футерівки та зменшення витрати електродів; можливість організації електромагнітного перемішування металу; створення більш герметичних конструкцій печей.

Таблиця 3.3 – Фактичне споживання енергії і практично досяжний мінімум в основних процесах виплавки чавуну і сталі

| Продукт/процес                    | Фактичне використання (ГДж/т) | Практично досяжний мінімум (ГДж/т) | Фактичні викиди (т/т) | Практично досяжний мінімум викидів CO <sub>2</sub> , (т/т) | Потенціал зниження (%) |
|-----------------------------------|-------------------------------|------------------------------------|-----------------------|--|------------------------|
| Рідкий переробний чавун (5% С)    | 13 - 14                       | 10,4                               | 1,45 - 1,56           | 1,16   | 20-26                  |
| Рідка сталь (процес ЕАФ)          | 2,1 - 2,4                     | 1,6                                | 0,36 - 0,42           | 0,28   | 24 - 33                |
| Полосове залізо гарячої прокатки  | 2,0 - 2,4                     | 0,9                                | 0,11 - 0,13           | 0,05   | 55 - 62                |
| Полосове залізо холодної прокатки | 1,0 - 1,4                     | 0,02                               | 0,17 - 0,24           | 0  | 98                     |

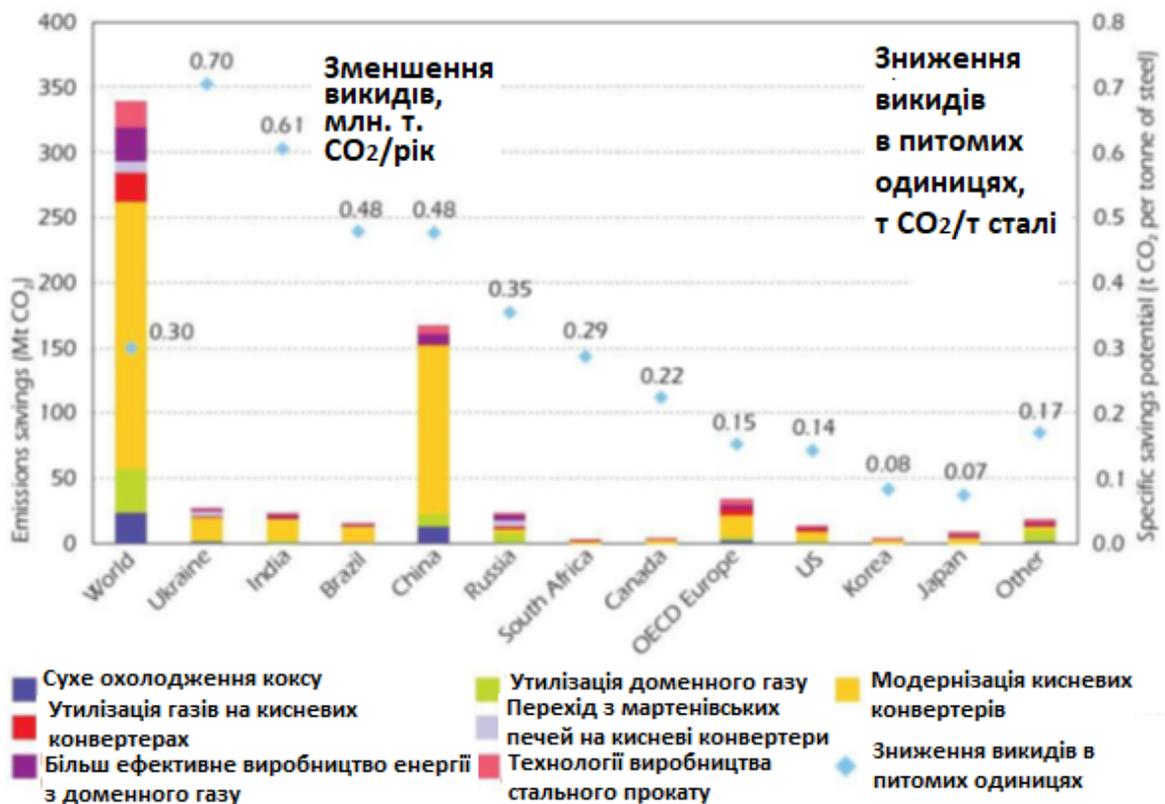


Рисунок 3.1 – Потенціал зниження викидів CO<sub>2</sub> при виробництві сталі (від рівня і при об'ємах виробництва 2005 р.)

Можливості для скорочення викидів CO<sub>2</sub> включають встановлення систем утилізації залишкових газів і тепла, сухого гасіння коксу, подачі повітря в доменні печі, турбіни високого тиску для подачі повітря в доменну піч, рекуперація газу з доменної печі, обпалювальні установки, рекуперація залишкового тепла доменної печі, утилізація газу, утилізація залишкового тепла в обпалювальному цеху, доменній печі та сушильній камері, а також використання турбін високого тиску і подачу повітря в сушильні камери. У деяких країнах ці технології широко використовуються, тоді як в інших вони практично не застосовуються. Потенціал скорочення викидів CO оцінюється в 100 млн. тонн на рік у всьому світі.

## РОЗДІЛ 4 Переробка матеріалів

### 4.1 Класифікація промислових викидів та відходів

Людство використовує природу вкрай неефективно. Ми отримуємо від природи мільярди тонн природних ресурсів (паливо, руда, кисень, вода).

Лише 1% від їх загальної маси може бути використаний як продукція.

З одного боку, вони завдають непоправної шкоди навколишньому середовищу і, з іншого боку, втрачається велика кількість природних (мінеральних) ресурсів.

Відходи виробництва - це матеріальні та енергетичні ресурси, які не були використані у виробництві основної продукції, а також небезпечні речовини, що утворюються в процесі виробництва і забруднюють навколишнє середовище.

Відходи, що утворюються в гірничодобувній та металургійній промисловості: на кожен тону виробленої сталі утворюється приблизно 1 тону відходів.

Щороку 3-5 мільярдів тонн шкідливих речовин щороку викидається в атмосферу Землі. Найбільше токсичних речовин викидають автотранспорт (36%), теплові електростанції (25%), чорна металургія (15%) кольорова металургія (8%).

Факторами, що сприяють погіршенню екологічної ситуації в чорній металургії, є концентрація виробництва. На металургійних заводах з річним обсягом виробництва 10 млн. тонн металопрокату, викидає 600 тонн пилу, 227 тонн сполук сірки, 700 тонн вуглецю та 700 тонн оксиду вуглецю на добу.

Споживання води на тону сталі, включаючи всі технічні процеси від підготовки руди до отримання кінцевого продукту становить 264 м<sup>3</sup>.

Вплив виробничої діяльності на навколишнє середовище став дуже великим, в деяких випадках навіть перевищуючи вплив природних процесів, що відбуваються в ньому.

Проблема технічних відходів, незважаючи на її велике значення, недостатньо вивчена. Сьогодні не існує жодної технології, яка б не продукувала відходів. Такої технології не може існувати в принципі.

Утворюються відходи, які потім стають сировиною для іншого процесу. Тому використання промислових відходів - це не тільки засіб підвищення ефективності виробництва та ресурсозбереження, а й природна і обов'язкова умова існування сучасної економіки.

Обмеженість природних ресурсів стає серйозною проблемою для держави.

Тим часом величезна кількість металів зосереджена в техногенних відходах. Лише 2% природних ресурсів, що споживаються, перетворюються на ресурси, решта стає відходами. Враховуючи, що решта йде у відходи, переробка відходів є головним глобальним пріоритетом. Це глобальний виклик і лежить в основі вирішення проблеми збереження ресурсів.

У світі наразі формується базове розуміння найбільш ефективних напрямів ресурсної та екологічної політики. В основі цього лежить управління

промисловими та побутовими відходами.

Поводження з відходами - це всі операції, пов'язані з моніторингом, зберіганням, утилізацією та переробкою відходів.

«Поводження з відходами» - термін, що охоплює весь комплекс операцій, пов'язаних з моніторингом, зберіганням та утилізацією відходів, а також юридичне оформлення всіх дій.

Окремим питанням є поведження з особливо небезпечними відходами.

Якщо розглядати поведження з особливо небезпечними відходами як окреме питання, то утилізація «свіжих» і накопичених відходів може здійснюватися за такими напрямками.

Воно здійснюється за такими напрямками

- знищення відходів та перетворення їх на безпечні продукти. При цьому також можливе і бажане виробництво та використання вторинної енергії. Цим маршрутом вивозять для більшості твердих побутових відходів, осаду стічних вод, а також відходів агровиробництва, мікробіологічної промисловості, освіти, науки та охорони здоров'я.

Основними перевагами поведження з відходами є вивільнення землі, запобігання викидам парникових газів та зменшення утворення відходів.

Основними перевагами поведження з відходами є зменшення викидів парникових газів, появи небажаних мікроорганізмів та забруднення повітря і водойм.

- Зберігання відходів у безпечному стані та їх утилізація в найближчому або віддаленому майбутньому.

Ефект - звільнення території та усунення шкідливого впливу на навколишнє середовище.

- Поточне використання «свіжих» відходів у виробничому циклі («внутрішня» або «внутрішня» або «виробнича» переробка).

Ефект - зменшення споживання матеріальних ресурсів на даному виробничому об'єкті, викидів у навколишнє середовище, а також зниження собівартості кінцевого продукту.

- Використання «свіжих» відходів на підприємствах інших галузей. (перший варіант «глобальної» переробки).

Ефект - вивільнення території та зменшення споживання матеріальних ресурсів у національній економіці в цілому.

Зменшується споживання матеріальних ресурсів у національній економіці в цілому та знижується тиск на навколишнє середовище.

- використовувати «відкладені» відходи (продукцію, що втратила свої споживчі властивості) у власному або інших секторах економіки у своєму або інших секторах національної економіки («глобальна» переробка - другий варіант) (другий варіант «глобальної» переробки).

Ефект полягає у вивільненні території та зменшенні споживання матеріальних ресурсів у національній економіці в цілому.

Це також зменшує тиск на навколишнє середовище.

Останні три варіанти відомі за кордоном як «рециклінг» - «використання вторинних ресурсів (або сировини)», «зворотний цикл» та «вторинна

переробка». Спочатку розділимо це поняття на дві частини: «виробнича переробка» та «глобальна переробка».

Під виробничою переробкою розуміють повернення відходів виробництва до поточного виробництва.

Вторинна переробка - це повернення відходів виробництва назад у поточне виробництво «в процесі виробництва». Як використовувати цей термін.

Цей термін підкреслює негайну переробку відходів, що утворюються в процесі виробництва, без накопичення.

Вперше у світовій промисловій практиці «промисловий рециклінг» був втілений у чорній металургії на агломераційних фабриках на початку 20-го століття. Неякісна продукція (неякісні спечені шматки так звані "повернення") відправляли назад на аглофабрику, це покращувало якість кінцевого продукту.

Переробка відходів сприяла підвищенню якості продукції, а також економії матеріальних ресурсів.

Сьогодні промисловий рециклінг можна трактувати як використання вторинних ресурсів компанії у своїй діяльності. Це використання вторинних ресурсів компанії на одному з її робочих місць.

Виробничий рециклінг є найбільш бажаним методом, оскільки він є високоефективним з точки зору економії, енергоспоживання та захисту навколишнього середовища.

Переробка відходів виробництва є найбільш бажаним методом, оскільки він є дуже ефективним з точки зору економії, енергоспоживання та захисту навколишнього середовища. Однак.

Згідно зі світовою економічною практикою, понад 70% усіх техногенних відходів не можуть бути перероблені на сміттєпереробних підприємствах.

Не більше 70% відходів переробляється підприємствами, що генерують відходи. Це також стосується енергетичних компаній, транспортних компаній оборонної промисловості та машинобудування.

Нарешті, це стосується відкладених відходів. Це тип відходів, в яких накопичилися мільярди тонн відходів. Відповідальність за утилізацію відходів лежить на промисловості, яка їх не виробляла. Поняття «глобальний» (міжгалузевий та міжгалузєва та міжрегіональна, а в перспективі - міжнародна) концепція рециклінгу.

При поводженні з технічними відходами на підприємствах «чужих» галузей важливим є контроль якості вторинної сировини.

Контроль якості вторинної сировини є пріоритетним. Відходи технологічного походження – це на відміну від природної сировини, вони з'являються як «незаплановані» продукти. Їх запаси утворюються стихійно. Для промисловості використання первинної сировини є вигідним.

Для промисловості використання первинної сировини було вигідним і мало кого цікавила якість технічних відходів. Технічні відходи - це сировина, «для якої невідоме призначення», і можна сказати, що це сировина «без подальшої долі».

Це сировина «без долі». Тому слід підкреслити основні характеристики штучної сировини,

Цим вони відрізняються від природних ресурсів. У той же час, накопичення технічних відходів зазвичай називають «технічними покладами».

Штучні поклади є продуктом «швидкого дозрівання» і мають тривалість життя кілька десятиліть, а не мільйони років, що характерно для природних покладів.

Вони мають тривалість життя в кілька десятиліть, а не мільйонів років, що характерно для природних родовищ. Водночас запаси штучних родовищ постійно поповнюються «свіжими» відходами.

Відходи.

1. низький рівень однорідності та широкий діапазон властивостей за площею та глибиною.

2. «зрілість» техногенного родовища означає зміну властивостей техногенного родовища в часі та сильну залежність цих властивостей і швидкості їх зміни від параметрів навколишнього середовища (клімату, вітрового режиму).

3. відходи техногенного походження можуть містити небезпечні компоненти, для «знешкодження» яких природі знадобляться мільйони років. Відсутність інвентаризації.

4. техногенна сировина зазвичай містить більшість цих елементів у високих концентраціях.

Більшість цих елементів мають низький вміст у земній корі. У зв'язку з цим штучна сировина - це первинна сировина, яка пройшла стадію збагачення, як наслідок, штучна сировина не перевершує і не поступається природній сировині.

При розробці методів «глобальної переробки» виникають дві фундаментальні проблеми, які не мають нічого спільного з «глобальною переробкою».

Перша - це споживання вторинної енергії для переробки штучної сировини.

Згідно з нинішнім підходом, витрати на переробку відходів, які здійснюються в даний час або були відкладені, повинні бути включені до витрат на переробку відходів.

Світовий досвід переробки техногенної сировини свідчить, що при заміні природної сировини на техногенну споживання енергії зменшується на 20-30%.

По-друге, існує проблема вторинних викидів в атмосферу і гідросферу та утворення вторинних відходів.

Вторинна техногенна сировина може бути перероблена лише на тих підприємствах, які мають власний "виробничий рециклінг".

Металургійна промисловість є найбільш універсальною галуззю, яка здатна утилізувати більшість відходів виробництва та споживання.

Сучасні металургійні технології та існуюче обладнання придатні для роботи в широкому діапазоні температур, від низьких до високих, в широкому діапазоні тисків і при різних окислювально-відновних потенціалах в газоподібних середовищах.

Придатна для роботи в широкому діапазоні температур, широкому діапазоні тисків, різних окислювально-відновних потенціалів газового

середовища, різних потенціалів газового середовища, різних окислювально-відновних потенціалів газового середовища, різних потенціалів газового середовища, різних потенціалів газового середовища, різних потенціалів газового середовища.

Додамо до цього величезні потужності металургійного виробництва. Процеси, що застосовуються в металургії, можуть бути використані для переробки більшості відходів виробництва і споживання.

Шарові процеси та відповідне обладнання особливо підходять для переробки відходів. Металургійне обладнання, таке як шахтні печі, конвеєрні машини та інше подібне обладнання. Шарові процеси забезпечують надзвичайно високі властивості тепло- і масопередачі.

Шарові процеси забезпечують надзвичайно високі характеристики тепло- і масообміну між енергоносієм, пічним газом, і споживачем енергії, металургійною шихтою.

## **4.2 Підготовка штучної сировини для промислового використання**

Ще 30-40 років тому існували прогнози щодо кількості металу, який буде вироблено (металозапас) до кінця промислового виробництва.

Існували прогнози, що кількість виробленого металу (запас металу) до кінця 20-го століття буде достатньою для існування і розвитку цивілізації.

Достатньо для існування і розвитку цивілізації. Завдання металургії, таким чином, зводилося до повторного використання наявних запасів металу (переплавки). За такого розвитку багато екологічних і сировинних проблем металургії мали б бути усунені. Вони мали б припинити своє існування. Однак час показав, що ці прогнози були помилковими. Світове виробництво сталі на рубежі століть досягло приблизно 550 мільйонів і 800 мільйонів тонн відповідно.

Лише третина виробництва сталі забезпечується за рахунок переробки вторинних ресурсів. Використання металевих запасів зросло, але це не призвело до значного зниження виробництва сталі. Це не призвело до значного зменшення виробництва первинного металу з руди.

Це пов'язано з двома причинами. Перша - збільшення попиту на метали.

Досвід багаторазової переплавки металобрухту виявив значні проблеми:

- необхідність сортування;
- накопичення шкідливих домішок;
- труднощі з переробкою великих виробів.

Водночас виснаження мінеральної сировини порушує такі питання збереження ресурсів. Ці питання та виклики взаємопов'язані. Ідеал для навколишнього середовища. Ідеальна конфігурація технології передбачає використання побічних продуктів і відходів. Водночас це ідеальна схема для ресурсозберігаючих технологій. Утилізація промислових відходів є складною ресурсною та екологічною проблемою.

Водночас це також ідеальна схема для ресурсозберігаючих технологій, оскільки утилізація промислових відходів є комплексною ресурсною та екологічною проблемою.

Стратегії запобігання утворенню відходів насамперед спрямовані на запобігання утворенню відходів і пов'язаних з ними ризиків.

Світовий внесок металургії у викиди оксиду сірки становить 15% (більше половини з яких припадає на кольорові метали), стільки ж - від хімії, а очолює список енергетичний сектор (70%). Така ж частка припадає і на оксиди азоту.

Методи очищення газу добре розвинені і однакові у всіх галузях промисловості, тому ці питання не піднімаються. Однак металургія також є джерелом великої кількості твердих відходів.

Основним методом виробництва металів є високотемпературна металургія, яка використовує високотемпературні процеси. Перед випларкою металу руду збагачують і готують:

- у чорній металургії - агломерація (спікання залізних руд),
- у кольоровій металургії - переплавка в штейн (плавлення сульфідів металів).

Кожна з цих операцій утворює відходи. Відходи можна розділити на наступні категорії.

Металургійний переділ і супутні вироби. В результаті збагачення руди утворюються хвости, що представляють собою дисперсну фракцію з низьким вмістом основних компонентів. Інші відходи утворюються під час переробки бокситів на глинозем  $Al_2O_3$ , що містять до 50-60%  $Al_2O_3$  і мають запаси понад 150 млн тонн.

Існує кілька типів відходів, пов'язаних з металургійними процесами.

При виплавці металів утворюється шлак, який в основному складається з оксидів. Це найпоширеніший вид відходів. Робота металургійного обладнання супроводжується виділенням пилу з димовими газами. Під час мокрого очищення газів цей пил перетворюється на шлак, який стає шламом.

Подальша обробка (розливання, плющення) призводить до утворення окалини та брухту.

Основними корисними компонентами металургійних відходів, у тому числі відходів кольорової металургії, є залізо, вирішення ресурсної та екологічної проблеми його утилізації можна отримати в чорній металургії.

Класифікація залізовмісних шлаків

До залізовмісних відходів виробництва відносяться.

- Шлак мартенівської печі, що містить 14-22% Fe, 6-10% Mn, 1-2% P і 40-50%, CaO і 25-30% ( $SiO_2 + Al_2O_3$ ). При його переплавці в доменній печі отримують наступні компоненти: оксиди заліза, частково марганцю і кальцію використовуються як замітники флюсу. Однак високий вміст фосфору та висока питома вага доменного шлаку обмежують кількість доменного шлаку, що використовується.

- Доменний пил (шлам) утворюється під час очищення доменного газу. Вміст заліза в доменному пилу знаходиться в межах 43-50%. Крім того, доменний пил також містить 5-10% вуглецю;

- Піритні окатиші.

Піритні котуни, відходи хімічної промисловості при прожарюванні сульфідного пеку  $FeS_2$ , містять оксиди заліза  $Fe_2O_3$  і  $Fe_3O_4$ , вміст яких становить

48-51%. Вміст сірки в окатишах досягає 2,5-3,5%. Тому піритні окатиші спочатку можна використовувати в доменних печах шляхом агломерації для видалення сірки;

- окалина, що утворюється в результаті окислення металу під час нагрівання і прокатки. Окалина містить 68-72% Fe у формі  $Fe_3O_4$  і використовується в агломераційному виробництві;

- Зварювальний шлак із вмістом заліза 50-55%. Часто використовується як технологічний інструмент для розрідження та активації доменного шлаку;

- Чавунний брухт.

Чавунний брухт отримують як відходи, коли чавун випускають з печі і відливають у доменному цеху.

Таким чином, при переробці залізної руди утворюється велика кількість залізовмісних відходів у вигляді пилу і шламу (1% від маси сировини, або 7-8% від кінцевої продукції). Всі дисперсні відходи металургійного виробництва на одну тону сталі питомий вихід пилу становитиме 100-200 кг і 60-80 кг шламу, Вміст заліза в агломераційних печах, доменних печах і сталеплавильному виробництві коливається в межах 25-65%, а з 1 млн тонн цієї штучної сировини можна виробити 1 тону чавуну.

З цієї штучної сировини можна виробити 450 000 тонн металу.

Залізовмісні шлами зазвичай поділяють на:

- 1) Багатий шлам (в основному шлам і пил від газоочистки мартенівських печей і конвертерних печей)) з вмістом заліза понад 55%.

- 2) Відносно багаті на залізо - з вмістом заліза 40-55% (включають шлам і пил аглофабрик, доменних печей і промивання доменного газу)

- 3) з низьким вмістом заліза нижче 40% (шлам і пил від промивання газів, електродугових печей);

- 4) з низьким вмістом заліза нижче 40% (шлам і пил від електродугових печей, в деяких випадках шлам і пил газоочистки доменних печей).

Основними проблемами, пов'язаними з утилізацією металургійного пилу і шламів, є високий вміст цинку і свинцю.

Таблиця 4.1 - Типовий склад доменного пилу

| Розмір фракції,<br>мкм | Масова частка<br>фракції, % | Вміст, % |      |      |
|------------------------|-----------------------------|----------|------|------|
|                        |                             | Fe       | Zn   | Pb   |
| Більш ніж 60           | 34,4                        | 14       | 0,3  | 0,04 |
| 30-60                  | 29,5                        | 38       | 1,5  | 0,05 |
| 20-30                  | 22,7                        | 44       | 1,5  | 0,05 |
| 10-20                  | 4,5                         | 28       | 0,5  | 0,11 |
| 5-10                   | 2,6                         | 41       | 1,1  | 0,17 |
| Менш ніж 5             | 6,3                         | 19       | 8,6  | 1,15 |
| Разом                  | 100                         | 35,7     | 1,65 | 0,23 |

Таким чином, цинковмісні відходи (ЦВ) суттєво відрізняються один від одного за хімічними властивостями та гранулометричним складом.

Для забезпечення оптимального режиму процесу формування сировинних гранул не менше 90% за масою шихти повинні мати розмір частинок менше 0,074 і вологість шихти повинна становити ~9,0%. Тому розроблені технічні рішення в основному спрямовані на процес металізації та якісну підготовку сировини до утилізації.

Розглянемо сферу утилізації відходів чорної металургії як споживача.

Пряма утилізація відходів. Пряма утилізація відходів - найпростіший і найефективніший метод.

Витрати на утилізацію зводяться до мінімуму. Можлива і доцільна, якщо відходи є екологічно безпечними і не містять видобутих компонентів. Це можливо і доцільно, якщо відходи не містять компонентів, що видобуваються. Або, навпаки, можуть містити корисні компоненти, наприклад, брухт.

Як брухт, без будь-якої підготовки, окрім сортування за складом, використовується у виплавці сталі. Подібним чином переробляються і відходи.

Машинобудування, армійська техніка та будь-який металобрухт, тобто невластиві металургійні відходи переробляються. Ще один приклад прямої утилізації є окалина (добавка в сталеплавильному та агломераційному виробництві), агломераційні сита, відходи коксохімічного виробництва (коксівий дрібняк) тощо.

Типовим прикладом першого типу відходів є доменний шлак. Доменний шлак не є екологічно безпечним, оскільки не містить екстрактивних компонентів. Його виробництво становить понад 150 млн тонн на рік.

Доменний шлак - це не відходи, а промислова сировина, яка майже повністю використовується в промислово розвинених країнах. Найбільшими споживачами доменних шлаків є цементна промисловість (70% доменного шлаку в Японії і 55% в Німеччині) і дорожнє будівництво (20% в Японії і 40% в Німеччині).

Використання шлаків у виробництві цементу має додаткові ресурсні переваги, оскільки зменшує споживання енергії на 40% та викиди CO. Шлак в основному складається з CaO і SiO<sub>2</sub>. Коли розплав кристалізується, в ньому відбуваються поліморфні перетворення зі збільшенням об'єму.

Шлаки піддаються поліморфному перетворенню зі збільшенням об'єму. Це може викликати саморуїнування шлаку. Запобігання саморуїнування досягається збільшенням швидкості охолодження розплаву під час грануляції, наприклад, шляхом розпилення розплаву у воді. Гранульований шлак має багато переваг, і його виробництво постійно зростає (в ЄС 70% шлаку гранулюється). Специфічний склад і при високій швидкості охолодження шлак твердне, не кристалізуючись у склоподібну аморфну структуру. Шлак може бути ливарним (кам'яним виливки), виробляють технічне скло і скловату.

Водночас сталеплавильний шлак має високий вміст заліза (до 20%) і тому є і тому його важко використовувати в цементній промисловості. Основними сферами застосування є виробництво щебеню для дорожнього будівництва. Шлак використовується як сировина для виробництва дорожньо-будівельних матеріалів, оскільки містить надлишок, що зв'язує CaO і перетворює залізо в тривалентне. Шлак з високим вмістом фосфору і CaO використовується як

добриво і засіб для вапнування ґрунту. Однак високий вміст заліза робить це неефективним.

Частина шлаку піддається вторинній металургійній переробці (до 20% в Японії та Німеччині).

#### *Переробка відходів з вилученням корисних компонентів.*

Переробці підлягають різні види відходів, але їх склад, дисперсність та вологість ускладнюють використання існуючих технологій. Відходи, які постійно накопичуються і потребують нових місць для зберігання. Наприклад, це хвости, пил, шлами та шлаки кольорових металів. Концентрація заліза в цих шлаках сягає понад 25%, а в пилу і шлаках чорної металургії - до 60%. Це вище, ніж у незбагачених рудах. Однак всі вони містять домішки легких металів (3-7% у шлаках мідних заводів і 6-10% у свинцевих).

Відходи кольорової металургії містять Pb, Mg і Ag. Величезні запаси відходів призвели до появи спеціальних штучних родовищ. Чому б не утилізувати відходи? Виникає закономірне питання. Таким чином можна вирішити як проблему захисту ресурсів, так і екологічну проблему. Відповідь проста.

Це недостатній розвиток технологій переробки промислових відходів. Їх утилізація ускладнюється дисперсністю та наявністю легких металів. Концентровані хвости є дисперсними, але не містять легких домішок. Шлак - компактний продукт, але містить багато домішок. Пил і шлам мають обидва недоліки.

Залізо у відходах окислюється, і тому його потрібно обробляти в процесі відновлення, наприклад, у доменній печі. Однак, дисперсний матеріал порушує газодинаміку печі та збільшує викиди пилу. Використання коагуляції не вирішує проблему. Це пов'язано з тим, що газу інтенсивно проникають через шар шихти. Тому такі відходи потрібно заздалегідь гранулювати (отриманий продукт називається пелетами). Однак на цьому труднощі переробки відходів, що містять легкі домішки, не закінчуються.

У деяких випадках робилися спроби використовувати мулові відвали для засипки з метою ліквідації мулових відвалів. Це робилося для того, щоб потім засипати відпрацьовані кар'єри та яри родючим ґрунтом. Однак цей метод був припинений, оскільки отриманий "плід" містив токсичні речовини.

Схожим прикладом є заповнення штучних островів мулом, що призвело до виявлення токсичних речовин у рибі та молюсках. Риба та молюски були забруднені токсичними речовинами. Крім впливу на навколишнє середовище таких рішень, існують поховання заліза в землі, де воно було видобуте.

Для комплексної переробки багатьох відходів разом з вилученням корисних компонентів необхідно створювати нові процеси, такі як можливість переробляти дисперсну сировину, відновлювати залізо та вилучати інші корисні елементи.

Відновлення інших корисних елементів. Ці процеси вимагають конструкція шахтної печі і необхідність відмовитися від використання коксу. Дефіцит, дорожнеча та небезпечність останнього пов'язані з їх дефіцитом,

високою вартістю та шкідливими викидами під час виробництва. З цієї причини, так звані рідиннофазні методи відновлення активно розвиваються в усьому світі.

Основними з них є «Ромелт» (Росія, 1979), HSmelt (Німеччина, 1984), DIOS (Японія, 1988) та AusIron (Австралія, 1994).

Перший - це процес Romelt. Пілотна установка була побудована в 1984 році на Новолипецькому металургійному комбінаті (НЛМК).

#### *Знищення токсичних відходів у металургійних агрегатах.*

Хімікати, засоби хімічного захисту та електроліт є високотоксичними. Впроваджуються нові технологічні процеси та нові технологічні процеси та агрегати утилізуються, що призводить до високих витрат. Крім того, утилізація іноді призводить до утворення ще більш токсичних вторинних продуктів, чого не можна допускати. Ситуація, що склалася під час експлуатації сміттєспалювальних заводів першого покоління з низькими температурами спалювання. Основні проблеми (побутових та горючих відходів) вирішити наступні небезпечні речовини, що утворювалися.

Дуже небезпечні діоксини, поліхлоровані дибензодіоксини та дибензофурани (ПХДД/ФС).

Металургійне обладнання, що поєднує в собі цілий ряд окислювально-відновних умов, поки що не затребуване як резерв для знищення різних відходів. Поки що немає попиту на резервне обладнання для знищення різних відходів. Економічна доцільність такого підходу також цілком очевидна.

Економічна доцільність такого підходу також цілком очевидна. Окислювальна природа дуття і температури вище 2000°C створюють оптимальні умови для повного згоряння відходів. Найкращі умови для повного згоряння токсичних і діоксинонебезпечних речовин створюються при їх подачі в колошникову зону доменної печі.

Тверді гранульовані та подрібнені відходи вже подаються в доменну піч. При цьому відбувається руйнування відходів та утилізація теплоти згоряння. Впорскування рідини через лопаті є простішим методом і включає, серед іншого, наступне електроліти на основі поліхлорованих біфенілів (ПХБ) (совол, совтол),.

При спалюванні утворюється надзвичайно небезпечна кількість діоксину.

Дуже важливо запобігти утворенню вторинних екологічних токсинів (в основному ПХДД/Ф). Складність експериментальних досліджень полягає в тому, що пов'язана з великими трудовитратами, тривалістю та аналітичними витратами.

Тому важливу роль відіграють теоретичні дослідження, зокрема термодинамічне моделювання. Багато споріднених речовин та ізомерів. Через велику кількість ізомерів (PCDD-75, PCDD-135) проблему можна вирішити лише шляхом складних розрахунків хімічної рівноваги.

Проблему можна вирішити лише за допомогою складних розрахунків хімічної рівноваги.

### 4.3 Життєвий цикл продукції

Для розрахунку життєвого циклу металургійної продукції пропонується наступна схема.

Розрахунок життєвого циклу продукту в умовах існуючого виробництва:

1. визначення загального хімічного складу сировини.
2. визначення загального хімічного складу джерел енергії.
3. розрахунок викидів і втрат при видобутку сировини.
4. розрахунок транспортних викидів при транспортуванні сировини.
5. розрахунок викидів в навколишнє середовище при виробництві енергії.
6. визначення потоків елементів на підприємстві.
7. розрахунок техногенних родовищ корисних копалин.
8. розрахунок викидів від виробництва продукції.
9. розрахунок кількості "відкладених відходів", що переробляються на підприємстві та в інших компаніях.
10. розрахунок переробки "відкладених відходів" на власному та інших підприємствах.

*Розрахунок «життєвого циклу» продукту в виробництві.*

1. розрахунок витрат сировини. Визначення загального хімічного складу сировини.
2. розрахунок енергоспоживання. Вибір джерел енергії та визначення загального хімічного складу джерел енергії.
3. розрахунок викидів і втрат при видобутку сировини.
4. розрахунок транспортних викидів при транспортуванні сировини.
5. розрахунок викидів в навколишнє середовище при виробництві енергії.
6. визначення видів та кількості виробничих викидів.
7. визначення видів та кількості твердих відходів.
8. розрахунок утилізації відходів виробництва.
9. розрахунок терміну життя "відкладених відходів".

## РОЗДІЛ 5

### Енергозбереження в металургії. Економія енергоресурсів

Енергетичні ресурси на металургійних підприємствах прийнято ділити на первинні та вторинні.

До первинних відносяться ті, що використовуються в процесі виробництва. До них відносяться вугілля, газ, мазут і електроенергія, що постачаються на завод. У металургії основна частина енергоспоживання має потенційну форму і пов'язана з використанням сировини в якості сировини (наприклад, кокс, агломерат, чавун, феросплави), для виробництва яких потрібна значна кількість первинного палива. Тому в деяких випадках економія матеріальних ресурсів може мати сильніший вплив на енергоємність продукту, ніж економія споживання первинної енергії.

Металургія завжди була однією з найбільш енергоємних галузей економіки. У Росії вона споживає 90% коксівного вугілля, 50% електроенергії та 25% природного газу.

Гірничо-металургійний комплекс України споживає понад 17% від загального енергоспоживання країни за паливом і 16,7% за електроенергією.

Наразі і Україна, і Росія споживають більше енергії на одиницю продукції, споживання енергії на одиницю продукції вище, ніж у розвинених країнах світу.

За даними Інституту економіки Центрального науково-дослідного інституту хімічного і металургійного машинобудування, споживання умовного палива на тону сталевого прокату становить 0,99 тонни в ЄС та 0,90 тонни в Японії (36,3, 29,0 та 26,4 ГДж/т відповідно).

Однією з причин високого енергоспоживання в Україні та Росії є більш суворі кліматичні умови порівняно з Європою.

Найбільші витрати виробничого циклу пов'язані із закупівлею коксу або коксівного вугілля. Там, де включено виробництво коксу, вони пов'язані із закупівлею коксу. У доменному виробництві кокс використовується як основний теплопровідник і відновник оксиду заліза. Споживання та якість цієї сировини, окрім цінових факторів, впливають на кінцеву енергоємність продукту та інші технічні і технологічні фактори. Це впливає на енергоємність продукту та інші техніко-економічні показники підприємства.

Таблиця 5.1 показує споживання коксу та інших видів палива в доменних процесах в різних країнах, в тому числі в Україні.

Таблиця 5.1 – Питомі витрати (кг/т чавуну) енергоносіїв у доменному процесі

| Енергоносіїв       | Північна Америка | ФРН | росія* | Україна* |
|--------------------|------------------|-----|--------|----------|
| Металургійний кокс | 230              | 335 | 465    | 504      |
| Коксовий дріб'язок | 40               | -   | -      | 1        |
| ПВП                | 180              | 167 | -      | 2        |
| Природний газ      | 50               |     | 93     | 99       |
| Антрацит           | -                | -   | -      | 12       |

\*За даними Міністерства промислової політики України; \*\* немає даних.

Як впливає з представлених даних, витрата коксу на металургійних підприємствах України значно вище, чим в інших країнах. Це пояснюється використанням у країнах Європи й Америки в якості теплоносія доменного процесу, крім коксу, інших, менш енергоємних матеріалів, у тому числі ПВП й додаткових джерел енергії (теплової), а також різними складами виробленого продукту. У європейських країнах виплавляють чавун з більш низьким змістом кремнію й марганцю, виробництво якого вимагає меншої витрати вуглецевого відновника. Особливе місце в паливно-енергетичному балансі чорної металургії займає природний газ, частка якого по галузі досягає 30% загальних енерговитрат.

Таблиця 5.2 – Структура споживання природного газу по видах виробництва

| Споживач                               | «ММК» | АрселорМіттал<br>Кривий Ріг | МК ім. Ілліча |
|--|-------|-----------------------------|---------------|
| Електростанції, %                      | 51    | 16                          | 13            |
| Агломерація, %                         | -     | 4                           | 9             |
| Доменне виробництво, %                 | 24    | 44                          | 32            |
| Сталеплавильний комплекс, %            | 5     | 6                           | 19            |
| Прокатні цехи, %                       | 8     | 18                          | 20            |
| Інші, %                                | 12    | 12                          | 7             |
| Загальне споживання, м <sup>3</sup> /т | 365   | -                           | 235           |

На українських підприємствах переважно використовують покупну електроенергію. На МК «Азовсталь» частка електроенергії, що здобувається, становить 76,7, на МК «АрселорМіттал Кривий Ріг» - 85,2, на МК ім. Ілліча - 86,7%. При цьому вартість власно виробленої електроенергії в умовах МК «АрселорМіттал Кривий Ріг» майже в 1,5 рази менше, ніж здобувається із зовнішніх мереж.

Враховуючи великий дефіцит електричної енергії, а також доступність і відносно низьку вартість енергетичних вугіль, перехід підприємства на власне вироблення цього виду енергії зміг би розв'язати багато завдань поточного виробництва й у перспективі.

Повна відмова від покупної електроенергії ставить металургів-енергетиків у залежність від обсягу виробництва основної продукції й не завжди виправдана.

На підприємствах, що виплавляють сталь киснево-конвертерним способом, виробництво кисню є основним споживачем електроенергії. В умовах «АрселорМіттал Кривий Ріг» на виробництво кисню витрачається 31,8% споживаної електроенергії, на МК ім. Ілліча ця величина становить 18,2%, а 9,1% іде на виробництво стисненого повітря.

Питоме енергоспоживання металургійних підприємств України складає 450-480 кВт-год (1,62-1,73 Гдж/т) електроенергії, 1,2-1,3 т у.т. (35,2-38,1 Гдж/т) первинної енергії, у тому числі 1,0-1,1 т у.т. (29,3-32,2 Гдж/т) твердого палива.

Питоме споживання електроенергії в сталеплавильному виробництві становить: Україна - 2,52 (700); країни ЄС - 1,66 (462); Японія - 1,65 (458);

кращий світовий аналог - 1,48(320) ГДж/т (кВт-ч/т). У кількісному вираженні представлені результати викликають сумніву, тому що не збігаються з даними статистики українських і російських підприємств.

На українських підприємствах прямі витрати електроенергії й умовного палива в сталеплавильному комплексі по видах виробництва, згідно з розрахунками «Енергосталі», розподіляються в такий спосіб

| Виробництво           | Електроенергія, кВт-г/т (ГДж/т) | Умовне паливо, т у.п. (ГДж/т) |
|-----------------------|---------------------------------|-------------------------------|
| Мартенівське          | 9,6-38,7 (0,03-0,14)            | 41-164 (1,20-4,80)            |
| Конвертерне           | 35,1-38,2 (0,13-0,14)           | 2-11 (0,05-0,32)              |
| Електросталеплавильне | 375-550 (1,35-1,98)             | 57-77 (1,68-2,26)             |

Найбільша витрата електроенергії спостерігається в електросталеплавильному виробництві. Сучасні варіанти електропечей адаптовані до використання різних видів металошихти (металевий лом, окатиші, брикети, чавун) і енергетичних ресурсів (енергія газу, що відходить, тепла енергія). Вони оснащені потужними трансформаторами 50-85 МВА й паливними пальниками для нагрівання металевого лома, тому мають високий коефіцієнт використання палива (КИТ). В 2014 р. середня витрата електроенергії на виплавку сталі в умовах ММЗ «ІСТІЛ» склала 343, «Северсталі» - 280 кВт-г/т, відповідно 1,23 і 1,01 ГДж/т сирової сталі. З погляду скорочення витрати природного палива цей процес найбільш перспективний.

Таблиця 5.3 – Питома витрата енергоносіїв (ГДж/т продукції)

| Виробництво                        | Електро-енергія | Природ-ний газ | Вугілля й кокс | Доменний газ | Коксовий газ | Мазут       | Усього        |
|------------------------------------|-----------------|----------------|----------------|--------------|--------------|-------------|---------------|
| Металургійні підприємства України  |                 |                |                |              |              |             |               |
| Агломераційне                      | 0,071/0,108     | 0,173/0,173    | 0,727/1,645    | -            | -            | -           | 0,971/1,926   |
| Доменне                            | 0,035/0,023     | 4,003/3,716    | 15,13/15,15    | 2,258/2,062  | -            | -           | 21,423/20,951 |
| Мартенівське                       | 0,040/0,081     | 4,130/2,857    | -              | -            | 0,033/       | 1,249/0,728 | 5,452/3,666   |
| Конвертерне                        | 0,116/0,115     | 0,255/0,121    | -              | -            | 0,026/       | -           | 0,397/0,236   |
| Прокатне                           | 0,312/0,361     | 1,443/1,704    | -              | 0,497/0,637  | 1,360/       | -           | 3,612/2,702   |
| Металургійні підприємства країн ЄС |                 |                |                |              |              |             |               |
| Агломераційне                      | 0,096/0,114     | -              | 1,26-1,38      | 0,057-0,2    | -            | -           | 1,4-1,69      |
| Доменне                            | 0,27/0,37       | 0,05/0,23      | 17-17,5        | 1,05-2,7     | -            | 2-2,4       | 20-21         |
| Конвертерне                        | 0,038/0,12      | 0,02/0,055     | 0,0005-0,013   | -            | -            | -           | 0,058-0,188   |

Примітка. У чисельнику - МК «Азовсталь», у знаменнику - МК ім.Ілліча.

Згідно зі статистикою, в Україні незважаючи на незначну частку сталі,

виплавленої в електропечах (3,5% у порівнянні з 31-76% у ЄС), загальна витрата електроенергії найбільша. Це пов'язане з більшими витратами електроенергії в прокатному виробництві й на кисневих станціях, розділові блоки яких морально й фізично застаріли. Тому майже на всіх заводах України йде реконструкція кисневих станцій з установкою сучасних регульованих блоків з молекулярними ситами виробництва Франції й Китаю.

З усіх схем виробництва сталі особливу увагу слід звернути на виплавку електросталі в ДСП за наступними маршрутами: із амортизаційного брухту та із застосуванням первинного металу, за який можуть бути використані рідкий або твердий чавун, а також продукти металізації НВІ.

Використання у шихті електроплавлення металізованих окатишів також суттєво позначається на витратах енергії (табл.).

Таблиця 5.4 – Витрати електроенергії

| Показник                    | Витрати енергії |           |
|-----------------------------|-----------------|-----------|
|                             | ГДж             | кВтгод    |
| Виробництво з повним циклом | 19-29           | 5282-8062 |
| Міні-завод                  |                 |           |
| 100 % окатишів              | 16,2-20,3       | 4543-5643 |
| 50% брухту+50 % окатишів    | 10,8-14,8       | 2995-4107 |
| 100 % брухту                | 4,5-8,5         | 1250-2363 |
| Пряме відновлення           | 11-12           | 3058-3363 |

Таблиця 5.5 – Питомі витрати металевої шихти та енергоємність сталі різних способів виробництва

| Тип процесу                          | Витрата металевої шихти, кг/т сталі |              |                |                |                           |                    | Електроємність сталі |        |
|--------------------------------------|-------------------------------------|--------------|----------------|----------------|---------------------------|--------------------|----------------------|--------|
|                                      | сумарний                            | у тому числі |                |                |                           |                    | кг у.п./т            | ГДж/т* |
|                                      |                                     | чавун        | брухт сталевий | брухт чавунний | розкислювачів та легуючих | шихтової заготовки |                      |        |
| Мартенівський скрап-процес           | 1171,1                              | 214,0        | 840,0          | 93,3           | 21,1                      | -                  | 676,6                | 19,82  |
| Мартенівський скрап-рудний процес    | 1141,8                              | 681,9        | 389,0          | 21,6           | 16,8                      | -                  | 911,0                | 26,69  |
| Електросталь у зливках               | 1178,9                              | 94,3         | 769,3          | 150,0          | 15,6                      | -                  | 619,9                | 18,16  |
| Киснево-конвертерний                 | 1147,9                              | 892,7        | 242,3          | -              | 10,6                      | -                  | 947,5                | 27,76  |
| Мартенівський у двошванних агрегатах | 1175,5                              | 859,4        | 275,8          | 24,2           | 24,2                      | -                  | 933,4                | 27,34  |

\* 1 кг у.п. = 29,3 МДж

Сьогодні металургійна промисловість, найімовірніше, розвиватиметься за трьома напрямками.

Напрямок масової переробки рудної сировини: доменні печі, чавун, доменні печі, заводи з виробництва ГБЖ і модулі з виробництва губчастого заліза.

Виробництво чавуну на основі брукхту може бути реалізовано за трьома технологічними маршрутами (варіантами)

Технологічні шляхи (варіанти), які, ймовірно, будуть основними (відмітними) конкурентами в 21 столітті.

Варіант I - Традиційний: доменні печі - конвертерні печі - дугові печі

Варіант II: доменна піч - установка «Ромелт» - конвертер - електродугова піч;

Варіант III: процес Midrex - ДСП.

Енергетичні витрати на заготівлю та підготовку брукхту до плавки залежать від його походження і складаються з витрат енергії на наступні операції

Збір, розвантаження, транспортування та переробка брукхту (порізка, пакування в мішки, дроблення) (переробка брукхту (порізка, пакування в мішки, дроблення, дроблення) (переробка брукхту (різання, пакування в мішки, брикетування, дроблення, сортування, розподіл часткова переплавка тощо), відсмоктування та очищення газів під час переробки.

Енергоємність виплавки брукхту є наступною: електроенергія (219,1 кВт/добу), паливо (275,4 кг/добу) та загальна первинна енергія (352,1 кг/добу). Енергоємність імпортованого брукхту була прийнята на рівні 35 кг умовного палива на тонну.

Вторинні енергетичні ресурси (ВЕР) умовно поділяються на високопотенційні та низькопотенційні.

До високопотенційних вторинних енергоресурсів відносяться ті, що нагріваються до високих температур (1000-1700°C), та відходи, що містять горючі компоненти. Досить ефективно використовується фізична і хімічна теплота цих газів. Виходячи з робочого простору металургійного обладнання, гарячі відхідні газу відводять значну кількість тепла, щоб максимізувати рекуперацію тепла, найчастіше проводять такі операції.

1) Пропускання димових газів через котел-утилізатор для отримання пари.

2) Використання гарячих газів для попереднього нагрівання (перед подачею на сталеплавильне обладнання) для попереднього нагрівання металобрукхту;

3) створити умови для передачі тепла від гарячого газу повітрю або газу. (Використання регенеративних та рекуперативних теплообмінників).

Слід звернути увагу на кількість тепла, що відводиться від гарячих димових газів, і кількість тепла, що вводиться в піч разом з нагрітими димовими газами. Слід зазначити, що кількість тепла, отриманого в топці в результаті згоряння палива, є більш цінним, ніж кількість тепла, отриманого в топці.

Використання з цією метою регенеративних і рекуперативних теплообмінників дозволяє значно зменшити споживання палива.

#### *Використання конвертерного газу.*

Основним компонентом конвертерного газу є CO, температура якого залежить від періоду плавлення і становить від 1300 до 1700 °C. Під час роботи конвертерів, у димових газах міститься мало водню. З іншого боку, якщо

подаються рідкі або газоподібні вуглеводи, димові гази містять значну кількість водню. Конвертерні гази є цінним джерелом відновлюваної енергії з високим потенціалом. (Можна використовувати фізичне тепло нагрітого газу та хімічне тепло після згоряння CO та H<sub>2</sub>).

- Інтенсивність газових викидів з конвертера періодично змінюється від нуля. Вона досягає максимуму приблизно в середині продувки. Якщо врахувати, що інтервал часу між початком плавки і викидом становить 35 хвилин (приблизно 40 плавок на добу), то тривалість інтенсивного окислення вуглецю становить 10 хвилин, то з 1440 хвилин на добу залишається лише 400 хвилин газу ПГК на добу.

- Димові гази конвертерної печі містять значну кількість розчиненого пилу (іноді досягає 250 г/м<sup>3</sup> у газі). Викид таких забруднюючих газів є неприпустимі за санітарними, екологічними та економічними нормами (пил складається переважно з оксиду заліза). Тому всі конвертерні агрегати обладнані системою очищення відпрацьованих газів. Високотемпературний конвертерний газ може використовуватися як відновник залізної руди.

Може використовуватися як відновник сировини і для попереднього підігріву металобрухту, що завантажується в конвертерні ємності.

#### *Використання низькопотенційних відновлюваних джерел енергії*

Низькопотенційні вторинні енергетичні ресурси, наприклад, відпрацьовані гази з температурою нижче 200°C не тільки залишаються невикористаними, але й часто марнуються.

Вони також можуть викидатися в навколишнє середовище. Існує кілька варіантів використання цих ВДЕ, які були випробувані на практиці

1. виробництво енергії на основі спеціальних турбін (випробувано в Японії, Південній Кореї та Італії);

2. використання низькопотенційних вітрогенераторів для обігріву ґрунту в теплицях.

За попередніми розрахунками, на таких підприємствах, як металургійні комбінати, можна обігріти близько 150 га теплиць низькопотенційними (80-90 °C) ВЕР і виростити близько 60 000 т.

3. використовувати перепад тиску при відборі газу в газорозподілі.

Використовувати перепад тиску при відборі газу на газорозподільних пунктах (ГРП) та газорозподільних станціях (ГРС) металургійних заводів. Енергію стисненого газу можна використовувати для виробництва холодного повітря, необхідного для зберігання фруктів та овочів;

4. оксиди карбонової кислоти (II), що виділяються з відхідних газів, використовуються для виробництва сухого льоду.

Сухий лід можна використовувати для швидкого заморожування, зберігання та сушіння харчових продуктів, завдяки забороні на використання фреонів.

Це пов'язано з тим, що використання фреонів було заборонено (для захисту озонового шару).

Загалом, різні етапи виробництва сталі та можливості для підвищення енергоефективності наведені в таблиці.

Таблиця 5.6 – Зведена таблиця енергоефективності

| Етап виробництва, технологія                              | Середній показник енергоємності в СНД ГДж/т | Зарубіжні показники ГДж/т                               | Заходи  |
|---|---|---|---|
| Видобуток та збагачення руди                              | 0,34  | 0,289   |   |
| Агломерація   | 1,83  | 1,49  | Збільшення масштабів утилізації вторинної теплоти на підприємстві, скорочення витоків стислого повітря, підвищення ефективності технологічного контролю і використання відходів як паливо в агломерационних цехах |
| Виробництво обкотишів                                     | 1,28  | 0,7   |   |
| Виробництво коксу (без урахування нагріву коксових печей) | 1,39  | 0,92  | Технології вдування пилеугольного палива в доменних печах   |
| Виробництво чавуну  | 16,9  | 11,2  | Газові безкомпресорні турбіни утилізації, утилізація доменного газу, автоматизація печей з гарячим дуттям і підвищення ефективності управління доменним процесом  |
| Електродугові печі  | 3,2   | 1,6   | Попередній нагрів вторинного металу і збільшення використання кисню   |
| Мартенівські печі   | 5   | 0,38  | Перехід на киснево-конвертерні агрегати   |
| Виробництво сталевого прокату                             | 4   | 0,4 для холодної сталі; 0,9-1,6 для гарячекатаної сталі | Перехід на безперервне литво з отриманням профілю, близького до заданого, і тонких смуг, що позбавляє від необхідності нагрівати і охолоджувати заготовки і скорочує цикли плющення                               |

Нині світове енергоспоживання досягло майже 15 млрд. т у.п./рік (відповідає потужності у 14 ТВт), геологічні запаси паливних копалин становлять 11310, умовно доступні для видобування копалини - 3484 млрд. т у.п. На частку вугілля у цих запасах відповідно припадає 89,53 й 82,66 %, а на частку газу - 2,02 й 5,11 %.

Частка використання відновлюваних джерел енергії (у тому числі гідроенергії) становить, %: у Фінляндії 24,9 (3,9), Швеції 33 (14,4), Канаді 16,5 (12,1), Норвегії 49,6 (44,7). У світі потужність споживання відновлюваних джерел енергії (ПДЕ), за даними на початок 2003р., диференціюється на наступні складові: мала гідроенергетика (МГЕ) - 47 ГВт, вітроенергетика (ВЕУ) - 14 (0,1), фотоелектричні станції (ФЕС) - 1,4, перероблена біомаса - 100, геотермальна енергія - 5 (0,15), припливні електростанції - менше 1 ГВт. Всього у світі потужність споживання альтернативних джерел енергії у 2013р. перевищила 170 ГВт, що відповідає майже 1,2% споживаної первинної енергії. У країнах ЄС

частка споживання відновлюваних джерел енергії наближується до 10%. У найближче десятиліття цей показник планується довести до 30%.

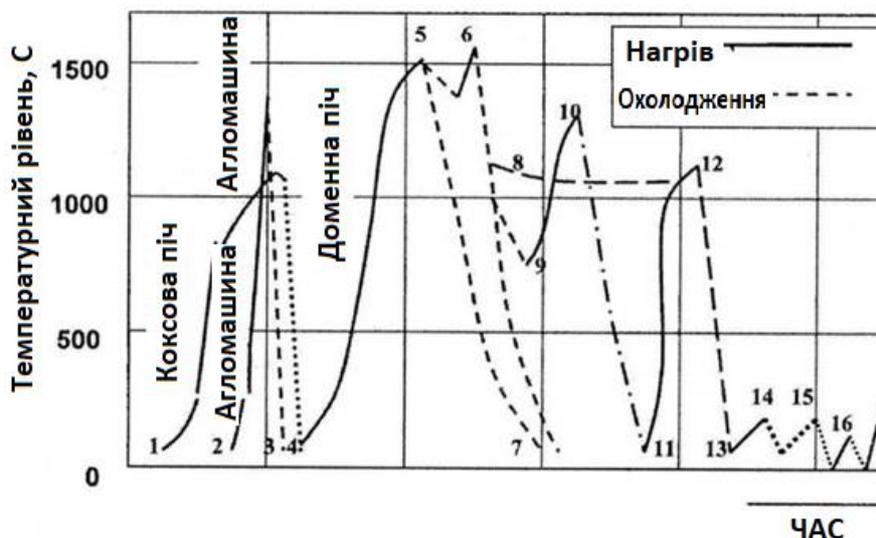
Згідно з прогнозами, вже на кінець ХХІ ст. світове споживання первинної електроенергії й палива поділиться наступним чином: електроенергія 65, паливні копалини 35 % (вугілля 30, природний газ та нафта 5 %). У зв'язку з цим тимчасовий «вугільний пріоритет» у енергоджерелах не може й не повинен стати причиною розвитку нового генерального напрямку в металургії. Вже сьогодні пріоритет належить віддати електричним та газовим технологіям, оскільки у довгостроковій перспективі немає альтернативи електроенергетичній основі.

Незважаючи на великі запаси вугілля, його добування й використання у порівнянні з іншими видами паливних копалин, здійснюється з найменшим коефіцієнтом енерговіддачі - коефіцієнтом, котрий виражається відношенням отриманої енергії до повних енергетичних витрат на її виробництво.

### 5.1 Методи енергозбереження на аглодоменно-конвертерному маршруті

У чорній металургії значну частину енергії, яка губиться при виробництві чорних металів, можна утилізувати й використовувати в якості вторинного тепла.

На рисунку наведені зміни температури продуктів чорної металургії в процесі їх виробництва й використання на металургійному заводі повного циклу. Як видно з рис. 5.7, досить значну частину теплоти можна використовувати в технологічних цілях, наприклад, високу температуру готового коксу й агломерату.



- 1 - вугілля; 2 – подрібнена руда; 3 - агломерат; 4 - кокс; 5 - рідкий чавун; 6 - рідка сталь; 7 - чавунна заготівка; 8 - МБЛЗ; 9 - зливоч; 10 - нагрівальний колодязь; 11 - сляб; 12 - нагрівальна піч; 13 - гарячокатана полоса; 14 - травлення; 15 - холодна прокатка; 16 - електроочищення

Рисунок 5.1 – Схема температурних коливань на металургійному заводі із повним виробничим циклом

При цьому наявні теплові ресурси оцінюються наступним чином.

Наступні значення:

- 0,348-1,74 ГДж (0,083-0,415 Гкал) на тонну продукту під час агломерації;
- 2,32 ГДж (0,554 Гкал) на тонну коксу під час коксування;
- 3,5 ГДж (0,834 Гкал) на тонну чавуну.

Як показано на рисунку, значне скорочення споживання енергії пов'язане з винаходом безперервного розливання сталі. Це дозволяє заощадити 1,36 ГДж тепла на тонну сталевого прокату.

Аналогічні рішення можливі у виробництві коксу, агломераційних печах, виробництві чавуну, аналогічні рішення можливі у виробництві коксу, агломераційних печах, виробництві чавуну, аналогічні рішення можливі у виробництві

Кокс видавлюється з коксової печі при температурі вище 1100°C і охолоджується в коксовій печі. Потім він охолоджується в коксових баштах і рампах і використовується у виробництві чавуну. При цьому втрачається велика кількість енергії. Наприкінці процесу спікання температура спеченого матеріалу становить приблизно 1000 °С.

Майже така ж кількість енергії втрачається під час охолодження окатишів. Тому, якщо ці втрати використовувати в доменному процесі значну кількість енергії можна заощадити, якщо використовувати ці втрати в доменному процесі.

### **Виробництво агломерату**

Надмірне споживання енергії відбувається у всіх джерелах енергії, але особливо помітне в електроенергії.

Аналіз потужності електроустановок українських аглофабрик показує, що до 70% потужності використовується для роботи установок утилізації відпрацьованого тепла, які забезпечують видалення газів, що виділяються з агломераційної печі. Причиною такого високого енергоспоживання є великий забір повітря в агломашину.

На вітчизняних аглофабриках об'єм відпрацьованих газів втричі більший, ніж на західних заводах. Ці витрати не тільки збільшують витрати енергії на транспортування відпрацьованих газів через димохід, а й значно підвищують витрати на очищення димоходу. Якщо агломашина герметична, кількість газів зменшується в кілька разів. Як наслідок, замість двох систем газоочиснення, одна для зони охолодження, а інша для зони спікання, можна використовувати один газ для очищення та відведення газів. За рахунок зменшення споживання енергії на транспортування та очищення газу, можна відмовитися від інерційної газоочистки та мокрої газоочистки і замінити їх більш дорогими, але високоефективними електрофільтрами. Використання таких фільтрів може зменшити викиди пилу від агломераційних фабрик більш ніж у п'ять разів.

Газоподібне паливо в агломераційному виробництві використовується для таких цілей: для запалювання; на агломераційних фабриках ЄС для цього використовуються вторинні енергетичні ресурси. Енергетичний ресурс: доменний газ або суміш коксу і доменного газу. Природний газ в Україні все ще дорогий і дефіцитний, а його споживання в перерахунку на теплотворну

здатність майже вдвічі більше, ніж на агломераційних фабриках Західної Європи. Причини цього полягають у наступному. Занадто високий вміст вологи в шихті та відсутність системи рекуперації тепла. Це призводить до низького рівня повернення тепла, а також до використання агломераційного палива з неоптимальним фракційним складом дистилатів.

Склад фракційної перегонки. З одного боку, чим крупніше паливо, тим більший його об'єм. Для того, щоб запалити його верхній шар, потрібно нагріти об'єм заряду. Розрахунки показують, що якщо розмір частинок палива дорівнює 1мм, витрата тепла на запалювання шихти коливається в межах 0,1-0,3 ГДж. З іншого боку, зі зменшенням розміру частинок твердого палива в шихті, що спікається, вихід СО збільшується. При цьому забезпечується допалювання СО в СО<sub>2</sub>. Допалювання забезпечується шляхом відсіювання частинок з фракційним складом <0,5 мм, забезпечення високого вакууму під агломератом і система рециркуляції димових газів у робочій зоні агломашини. Навіть якщо система рециркуляції агломераційних газів побудована без попередньої герметизації агломашини системи рециркуляції агломераційних газів, світовий досвід показав, що бажаного ефекту досягти не вдасться.

### ***Доменне виробництво***

Процес виробництва чавуну споживає більше половини енергії, необхідної для виробництва кінцевого прокату. Для виплавки чавуну потрібні кокс, природний газ і витрати на електроенергію: електроенергія в основному використовується для приводу завантажувальних двигунів, перекидних клапанів, освітлення, продувки, кисню.

Основна частина енергії (близько 80%) виробляється з коксу. Енергія втрачається в доменному газі, чавуні, шлаку, охолодженні печі, димових газах і очищенні димових газів та втрачається через підвищений тиск газу під доменною піччю. Основні втрати енергії відбуваються в рідкому чавуні. Однак втрати під час транспортування чавуну приблизно такі 150-200°C:  $(150...200) \times 0,9 \times 1000 = 0,135...0,180$  ГДж/т чавуну. Решта тепла використовується в процесі виплавки сталі. Ці втрати можна зменшити шляхом накриття чавунних жолобів на ливарному дворі та використання чавунних ковшів більшої місткості і кришок з кращою ізоляцією. Жолоби і кришки ковшів повинні бути обладнані спеціальними пристроями, які перетворюють теплову енергію в електричну (наприклад, термоелектричні перетворювачі) можуть поставлятися в комплекті.

При виробництві товарного чавуну за допомогою розливних машин може відбуватися наступне. Усе тепло повністю втрачається з чавуну під час охолодження "горна", тому необхідно вжити заходів для його утилізації.

Шлакові чаші використовуються для транспортування гарячого шлаку до резервуарів для гранулювання та електровозами або іншим тяговим транспортом до шлакового відвалу. Для цього потрібно: якщо ківш обладнаний окремим переобладнанням перетворення високотемпературного тепла (1400-1500°C) в електричну енергію може знизити витрати на ці операції.

Якщо теплова енергія шлаку під час транспортування використовується для прожарювання вапняку, то відпадає потреба в дорогому обладнанні для прожарювання вапняку.

Нагріту в грануляторі воду можна зберігати і використовувати для побутових потреб. Її можна використовувати для операцій охолодження доменних печей і доменного газу. Для підігріву повітронагрівачів в димоходах можна влаштувати змішувачі з циркулюючою водою і перетворювати останню в пару з високими параметрами і використовувати для потреб доменної печі.

Втрати тепла через спонтанні коливання теплового стану доменної печі можуть бути використані з аналізатором шихти в потоці і застосування технології рекуперації тепла. Застосовуючи запропоновану технологію рекуперації тепла, 30-50% теплових втрат, що генеруються в доменній печі, можна повернути у виробництво. Це відповідає 1,4-2,3 ГДж на тонну чавуну. Це зрозуміло: енергія, що використовується в доменному процесі, це не тільки енергія, що використовується в процесі виробництва, а й енергія, що використовується в процесі виробництва.

Зрозуміло, що можна заощадити значну кількість тепла, якщо використовувати цю енергію в доменному процесі.

Доменний пил містить 40-55% заліза і близько 15% коксу. Загальна економія коксу на двох печах становить приблизно 150 кг/т чавуну. Економія капітальних витрат на газоочистку, повітронагрівачі, шихтове обладнання та скорочення капітальних витрат на шихтове обладнання.

На додаток до економії енергії на стадіях коксової печі, агломераційної печі та доменної печі, сам доменний процес на сьогодні має значні резерви.

Аналіз доменного процесу показує, що найбільше енергоспоживання при виплавці чавуну припадає на відновлення оксидів, тоді як менше - на розкладання карбонатів руди і флюсів, перенесення сірки в шлак і розкладання доменної вологи.

Наразі існує кілька способів економії енергії при виробництві чавуну в доменних печах:

1. збільшення ступеня відновлення оксидів (раціональний розподіл газу, збільшення кількості відновлювального газу) послаблення внутрішнього відновлення відновлених оксидів (електрика, ультразвук, гамма-опромінення, каталізатори);

2. зменшення споживання шляхом розкладання карбонатів, сірки до шлаку, розкладання піноутворюючої вологи та зменшення споживання за рахунок розкладання піноутворюючої вологи;

3. зменшення теплових втрат через кладку печі;

4. повернути частину тепла, що відводиться з чавуном, шлаком і газом;

5. замінити частину дорогого енергоносія (коксу) на більш дешеві види (наприклад, природний газ, коксовий газ, генераторний газ, мазут, пиловугільне паливо);

6. довгострокова стабілізація технічної системи.

Ці методи можна розділити на традиційні та нетрадиційні методи, що використовуються в даний час, але які будуть використовуватися в майбутньому.

До традиційних методів відносяться наступні способи інтенсифікації:

- підготовка залізорудної сировини до доменної плавки;
- підігрів дуття;
- зволоження доменної печі;
- збагачення доменної печі киснем;
- вдування в доменну піч вуглецевмісних добавок;
- комбінована доменна піч;
- вдування в доменну піч гарячого відновлювального газу;
- підвищення тиску газу в доменній печі;
- обробка рідкого чавуну поза доменною піччю;
- оптимізація процесу доменної плавки;
- Автоматичне управління доменною плавкою.

## РОЗДІЛ 6

### Ресурсозбереження в аглодоменному переділі

### Використання заміників первинної сировини та палива

#### 6.1 Брикетування колошникового пилу

Основними витратами для виробників сталі є закупівля залізорудної сировини (залізної руди, концентратів та окатишів), коксу та металобрухту. Дефіцит сировини та її ціни на цю сировину відображають загальну тенденцію економічного розвитку та визначають проблеми української металургійної промисловості на зовнішньому та внутрішньому ринках.

Промислові запаси залізної руди в Україні оцінюються в 16,8 млрд тонн. Вміст заліза коливається в межах 25-58%. Велика кількість руди використовується для металургійного виробництва без попередньої підготовки. Бідні руди збагачуються на гірничо-збагачувальних комбінатах для підвищення вмісту заліза і використовуються у вигляді концентратів. Основні запаси та видобуток (70-80%) розташовані в Криворізькому залізорудному басейні.

Зниження собівартості залізної руди може бути досягнуто за рахунок зниження коефіцієнту використання залізної сировини, зокрема за рахунок використання різних видів сировини вторинного походження.

Зниження собівартості залізорудної сировини може бути досягнуто за рахунок зменшення коефіцієнту використання цієї сировини. Промисловість працює з металургійними шламами, шлаки, пил електрофільтрів, пилу та інших матеріалів.

Найбільш перевіреною технологією є агломераційна шихта. Наприклад, на Маріупольському металургійному комбінаті ім. Ілліча виробляється в середньому з тонни сталі утворюється в середньому близько 250 кг рідкого шламу. З них 192 кг використовується в процесі агломерації, 25 кг - у доменній печі і 18 кг - у процесі виплавки сталі.

Деякі з цих матеріалів піддаються подальшій обробці, наприклад, усередненню та сушінню, подальшій обробці, наприклад, окускування та брикетування, і використання у виробництві агломерату.

Вапно традиційно використовується як добавка для зневоднення вологого осаду. Деякі з них, такі як кокс і торф, добре поглинають вологу і підвищують плинність.

Наступні матеріали також використовуються для підвищення міцності залізорудних брикетів (рідке скло, SSB, лігносульфат). До них відносяться ті, що мають відносно високий вміст сірки. Останнє пояснюється високим ступенем видалення сірки з шихти в процесі спікання (до 80%).

Зниження загального споживання залізозмісної сировини для виробництва сталі можна зменшити за рахунок використання вторинної сировини в доменній шихті. Споживання на сталеплавильних заводах США становить близько 250 кг, а в Україні до 30 кг на тонну чавуну. Наприклад, на Маріупольському металургійному комбінаті імені Ілліча в доменній шихті використовується понад

20 кг подрібненої сировини, в тому числі понад 20 кг подрібненого доменного шлаку і приблизно 5 кг зварювального шлаку.

Використовується приблизно 5 кг зварювального шлаку з вмістом заліза 60-65%.

Основними методами підготовки шламів для використання в доменній і сталеплавильній промисловості є зневоднення, гранулювання і, в деяких випадках, видалення шкідливих домішок.

Механічні методи зневоднення дозволяють знизити вологість шламу до 15-25%. Термічне зневоднення (сушіння) або хімічне зневоднення (додавання негашеного вапна) можуть бути використані для подальшого зниження вмісту води.

При підготовці до використання осадів з високим вмістом цинку шкідливі домішки необхідно видалити, тобто провести децинкування.

Таблиця 6.1 – Середній вміст води у доменного шламі

| Елементи та оксиди, %           | Пил доменної печі | Шлам доменної печі |
|---------------------------------|-------------------|--------------------|
| Загальний вміст заліза (оксиди) | 35-40             |                    |
| Вуглець                         | 20-50             | 40-50              |
| CaO                             | 1,6-2,0           | -                  |
| SiO <sub>2</sub>                | 2-5               | -                  |
| Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>  | 2-3               | 4-6                |
| MgO                             | 0,3-1,5           | -                  |
| Mn                              | 0,4-2,0           | 0,8                |
| Pb                              | 0,1-1,3           | 0,2-0,3            |
| Cu                              | 0-0,0006          | 0,0003             |
| Cu, Ni, Cr                      | 0,1-0,4           | 0,2                |
| Волога                          | 30-40             | 30                 |

Таблиця 6.2 – Фракційний склад доменного шламу

| Розмір фракції, мкм | Масова частка фракції, % | Вміст Zn, % |
|---------------------|--------------------------|-------------|
| Більш ніж 76        | 24                       | 0,15        |
| 50-76               | 12                       | 0,16        |
| 31-50               | 22                       | 0,19        |
| 10-31               | 16                       | 0,3         |
| Менш ніж 10         | 26                       | 1,4         |
| Разом               | 100                      | 0,7         |

Найбільш розповсюдженою є технологічна схема підготовки залізовмісних відходів до утилізації шляхом змішування й усереднення сухих відходів з вологими, а також озернення суміші.

Разом з викладеними вище схемами переробки відходів металургійного виробництва існують інші, в яких замість трубчастої печі для відновлення матеріалів застосовують печі, що обертаються, наприклад FASTMET®, ITmk3®.

Окремі недоліки вказаних процесів можна усунути у разі застосування

обпалювально-відновного комплексу (ОВК), що відрізняється каскадним розташуванням агрегатів по сушінню, зміцненню, відновленню і охолодженню на одній осі обертання і організації транспортування матеріалу з одного каскаду на іншій самоплив, що виключає використання конвеєрного транспорту. Як паливо може бути використане як газоподібне паливо, так і нетрадиційні джерела тепла - СВЧ-джерела.

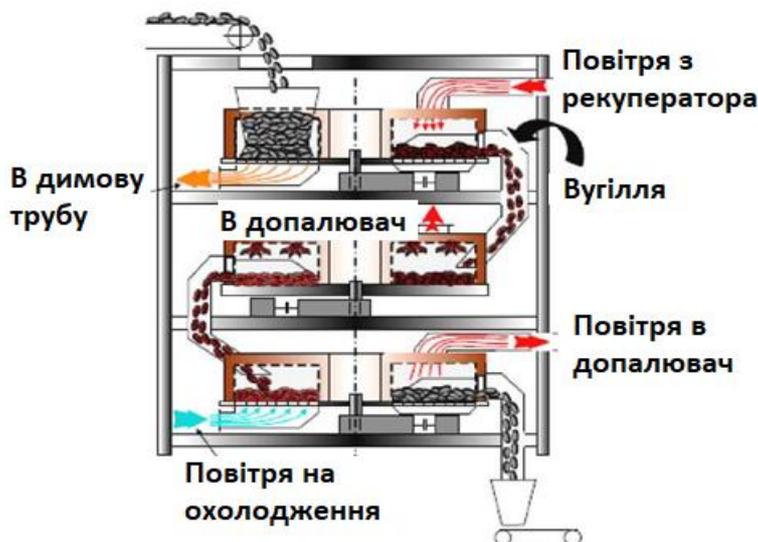


Рисунок 6.1 – Технологічна схема обпалювально-відновного комплексу

Таким чином, вибір схеми *рециклінгу залізвмісних шламів* обумовлений наявністю відпрацьованих технологій та обладнання для окускування дисперсних відходів (виробництво окатишів або брикетів), металізації окускованої сировини та виплавки чавуну (у доменних печах або спеціальних вагранках).

На сьогоднішній день відомо *три способи окускування дрібних руд, концентратів і відходів: агломерація, грануляція і брикетування.*

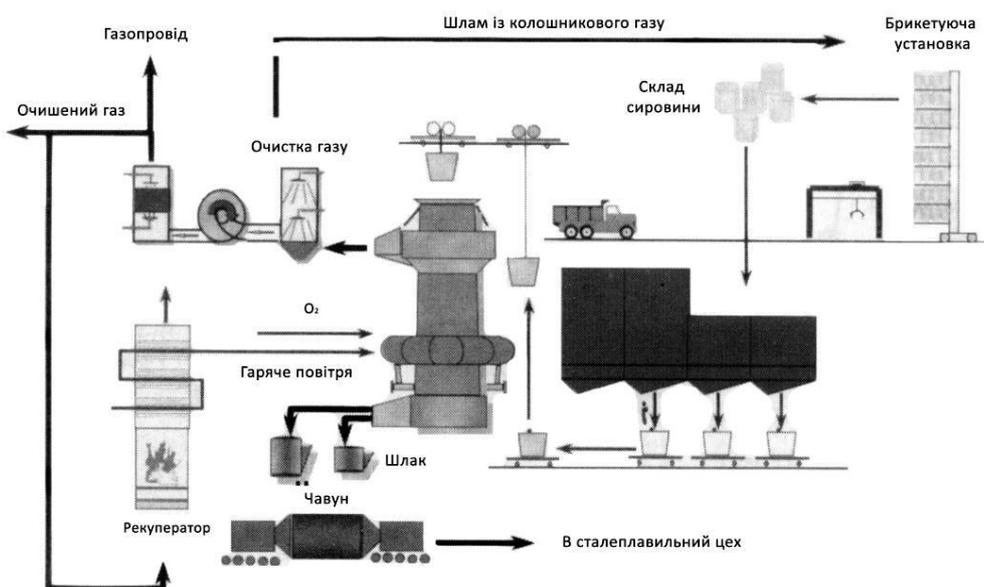


Рисунок 6.2 – Загальна схема виробництва та використання брикетів зі шламу

На рисунку представлені вигляд зразків брикетів «Екомашгео» у вигляді призми.



Рисунок 6.3 - Удосконалена форма брикетів

За кордоном традиційним й достатньо ефективним способом огрудкування колошникового пилю за таких умов вважають його брикетування та використання у доменних печах. Зокрема, у Німеччині одне з перших підприємств з його утилізації було уведено ще на початку 60-х років ХХ ст. Брикети з колошникового пилю та інших залізовмісних відходів формували на вальцьових пресах. Як зв'язуюче використовували 50% сульфідний луг. Брикети піддавали обпалу за температури 600-900 °С в атмосфері  $\text{CO}:\text{CO}_2=3:1$ .

Таблиця 6.1 – Область застосування брикетів

| Місце утворення  | Матеріали, що брикетуються  | Область використання брикетів  |
|--|---|--|
| Доменне виробництво                                      | <ul style="list-style-type: none"> <li>- шлами газоочисток;</li> <li>- пил аспіраційних установок;</li> <li>- коксовий пил</li> <li>- дрібнодисперсна первородна сировина;</li> <li>- відсів флюсуючих компонентів (вапняку, доломіту та т.і.)</li> </ul> | <p>У складі доменної шихти як заміник залізо- та вуглецьвмісних компонентів.</p> <p>Для промивки металоприймача доменних печей. Для нарощування гарнісажу металоприймача доменних печей.</p> |
| Аглодоменне виробництво                                  | відсів агломерату <5мм (11-19%).  | У складі доменної шихти.   |
| Сталеплавильне виробництво                               | <ul style="list-style-type: none"> <li>- шлами газоочисток;</li> <li>- пил установок аспірації;</li> <li>- коксовий пил;</li> <li>- прокатна окалина.</li> </ul>  | Як заміник чавуну, сталюого скрапу, карбюризатора, флюсуючих добавок.  |
| Коксохімічні та інші виробники вуглецьвмісних матеріалів | некондиційні вуглецьвмісні відсів та шлами.   | Поставка на металургійні підприємства  |
| Гірничодобувні підприємства                              | <ul style="list-style-type: none"> <li>- відсів залізовмісного концентрату &lt;5мм;</li> <li>- дрібнофракційна первородна сировина;</li> <li>- відсів вапняку, доломіту &lt;5мм;</li> <li>- відсів вугілля, антрациту &lt;5 мм.</li> </ul>                | Поставка на металургійні підприємства  |

## 6.2 Використання пластикових відходів

Подальше зменшення витрат відновлювачів у вигляді коксу та природного газу пов'язане із економічною необхідністю зниження собівартості переробного чавуну та підвищення конкурентоспроможності.

На рис. 6.4 наведено динаміку усереднених показників витрат відновлювачів на доменних печах Європи.

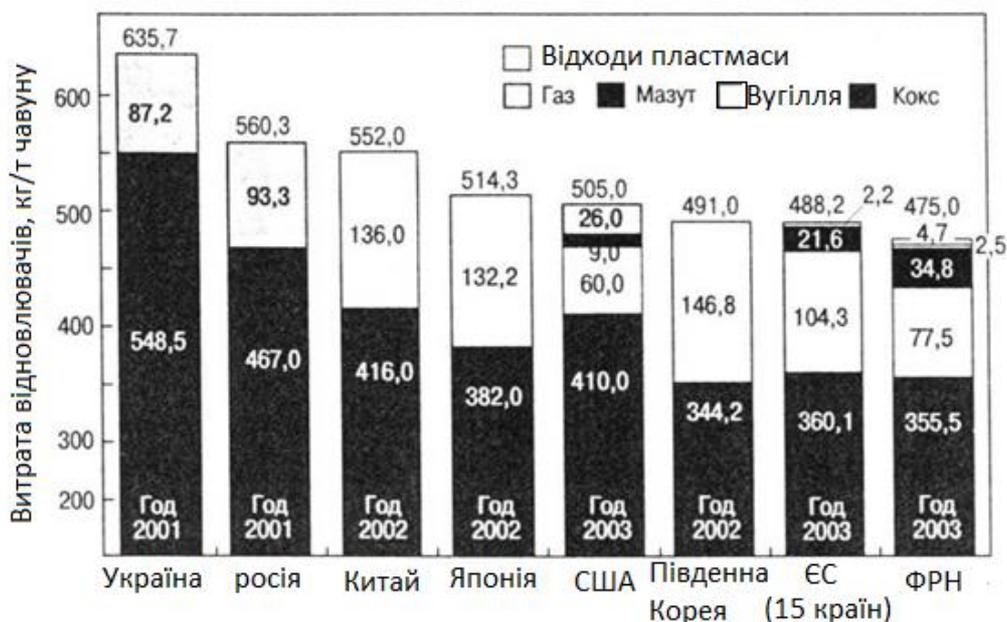


Рисунок 6.4 – Середній показник витрат відновлювачів у доменному виробництві

Так, у 1950-х роках споживання відновників становило 900-1000 кг/т чавуну, тоді як сьогодні воно становить близько 475 кг/т. Однак з рисунку 6.4 видно, що навіть на початку XXI століття загальне споживання відновників не зменшилося: цифра 475 кг/т відображає досягнення технічного мінімуму.

Для «ідеальної» доменної печі, що працює в рівноважних умовах, теоретичний мінімум споживання вуглецю був розрахований на рівні 386 кг/т для чавуну та 450 кг для коксу і пилувугільного палива відповідно. В той же час, ідеальні умови не досягаються в реальних умовах експлуатації печі.

Кожна технічна операція пов'язана з різницею потенціалів (різниця напруги, температури, тиску, висоти тощо), тобто наявність нерівноважних умов є необхідною. Іншими словами, саме наявність нерівноважного стану забезпечує процес.

Наприклад, середнє споживання вуглецю в доменних печах Німеччини в 2004 році становило близько 414 кг/рік. Слід зазначити, що водень також бере участь у процесі відновлення. Процес також включає водень, що міститься у впорскуваному пилувугільному паливі та мазуті. Водень міститься в мазуті. Таким чином, ККД печі склав 93%.

Одним з найбільш перспективних напрямків є технологія утилізації відходів пластмас. Ця технологія передбачає використання відходів пластмас разом з вдуванням ПВП в доменну плавку.

Устаткування має практично всі необхідні умови для переробки відходів і гарантує відсутність вторинних шкідливих викидів у навколишнє середовище. Доменна піч має високотемпературну зону з окислювальною здатністю газового середовища і температурою 2000-2400°C і гарантує повне спалювання горючих компонентів відходів, включаючи органічні сполуки, такі як діоксини та фурани.

Завдяки короткому часу перебування газів у печі (1-10 секунд), при проходженні газів через піч не утворюються токсичні сполуки. Відновлювальна атмосфера в печі унеможлиблює утворення оксидів азоту та запобігає виділенню сполук сірки, що є слабким місцем металургійного обладнання з окислювальною газовою атмосферою. Нарешті, наявність щільного зарядженого шару запобігає винесенню твердих частинок. Ця унікальна комбінація надає доменній печі вигідні властивості.

Доменні печі є найбільш екологічно сприятливими агрегатами. Найуспішніший спосіб виконання екологічної функції доменної печі вимагає розуміння наступного - це виплавка металу і шлаку, а також виплавка шлаку і утилізація відходів. В доменну піч корисним об'ємом 2000-3000 м<sup>3</sup> вводиться 50-100 кг відходів на тонну чавуну. Це означає, що щорічно подається 100 000-250 000 тонн різних відходів.

Дуже важливо, щоб відходи потрапляли в прифурменну зону печі. Це означає використання матеріалу, подрібненого до розміру менше 5-8 мм разом з відповідною конструкцією обладнання. За цією технологією частинки відходів розміром 0-8 мм (пластик), 0-6 мм (масляна окалина) і 0-1 мм (легкі відходи)) частинки відходів впорскуються через два вентиляційні отвори в зону фурм печі зі швидкістю 60 кг/хв. Теоретична температура горіння підтримується в заданому діапазоні (2000-2200 С). Дана технологія забезпечує економію коксу в доменній печі в межах 2-6 кг/т.

Коефіцієнт заміщення коксу для пластмас становить 0,20-0,25 кг/кг. Не відбувається збільшення викидів газів і збільшення вмісту екотоксичних речовин.

Використання пластикових відходів як палива в металургії стримується низкою перешкод, серед яких можна виділити наступні. Необхідність контролювати вміст полівінілхлориду. У деяких країнах використання відходів як палива суворо регулюється. Щоб використовувати відходи як паливо, необхідно отримати дозвіл природоохоронної організації.

Перспективи впровадження технології застосування пластикових відходів

| Введення пластикових відходів                  | 2003-2015        | 2015-2030  | 2030-2050  |
|--|------------------|------------|------------|
| Стадія технології                              | Експериментальна | Комерційна | Промислова |
| Інвестиції (долл./т)                           | 60-70            | 60         | 55         |
| Економія енергії (%)                           | 50               | 75         | 90         |
| Зниження викидів CO <sub>2</sub> (млрд. т/рік) | 0 - 0,02         | 0 - 0,03   | 0,03 - 0,1 |

Зниження викидів CO<sub>2</sub> від використання пластикових відходів залежить від локалізації викидів, а економія енергії - від енергоємності пластика. Спалювання пластикових відходів скорочує викиди CO<sub>2</sub>, замінюючи викиди від

викопного палива, хоча вуглекислий газ все одно потрапляє в атмосферу - в більшості випадків, зокрема, в Японії відходи просто спалюються на сміттєвих заводах. При використанні пластикових відходів в доменних печах відбувається економія енергії на відміну від звичного використання по схемі вивіз - спалювання. Можливості технології обмежені доступністю пластикових відходів і «претензіями» на інше їх використання - переробку і спалювання.

Технологія була розроблена і застосована в Германії і Японії. Пластикові відходи можуть також додаватися в коксувальну піч; ця технологія вперше впроваджена в Японії. В цілому на потреби японської чорної металургії йде близько 0,4 млн. т пластикових відходів в рік, що приблизно відповідає 20 ПДж в рік (приблизно 0,7 млн. т у.п.).

До складу типових пластмасових відходів, що утилізуються за розглянутою схемою, входить конторське устаткування, пляшки і контейнери, магнітні стрічки і плівкові аркуші. Фахівці фірми «Ніппон Кокан» вважають, що в запропонованій ними системі рециклінгу PVC може відбутися кислотна корозія частин доменної печі, оскільки в полівінілхлориді утримується хлор.

Для вирішення проблеми утилізації відходів пластмас у Японії в 1998 році створена Асоціація сприяння переробці пластмас (АСПП). Згідно її прогнозам найближчим часом частка пластмасових відходів, що вдуваються в доменні печі, повинна перевищити 10% від рівня їхнього щорічного утворення. Для вдування відходів пластмас у горн доменної печі можна використовувати розроблене устаткування для вдування ПВП із мінімальними переробками.

Вдування відходів пластмас у доменну піч як додаткове паливо має ряд переваг. По-перше, при цьому методі можна споживати значну кількість відходів пластмас (до 100 тис. т. відходів у рік при питомій витраті пластмас 3 кг/т чавуну). По-друге, ефективність використання енергії складає більше 80% у порівнянні з іншими способами переробки пластмас. І по-третє, це найбільш екологічний спосіб переробки відходів, оскільки не утворюється діоксин.

Таблиця 6.2 – Перспективи впровадження технологій використання пластикових відходів

| Введення пластикових відходів у доменну піч     | 2003-2015      | 2015-2030  | 2030-2050  |
|---|----------------|------------|------------|
| Стадія технології                               | Демонстраційна | Комерційна | Комерційна |
| Інвестиції (дол./т)                             | 60-70          | 60         | 55         |
| Економія енергії (%)                            | 50             | 75         | 90         |
| Зменшення викидів CO <sub>2</sub> (млрд. т/рік) | 0 - 0,02       | 0 - 0,03   | 0,03 - 0,1 |

Найважливішою характеристикою пластикових відходів (як і самих пластикових виробів) є їхня енергетична цінність. За хімічним складом і теплотворною здатністю пластмаси подібні до основних видів викопного палива - природного газу, нафти і вугілля. Пряма утилізація шляхом спалювання на електростанціях зазвичай неможлива через вміст домішок під час спалювання яких утворюються токсичні сполуки.

Технологічні системи попередньої обробки відходів пластмас. Зібрані відходи класифікуються, подрібнюються і розділяються на гранули. Розділені на гранули і вдуваються в доменну піч для використання в якості сировини для виробництва чавуну. Підвищують газопроникність шихти, створюючи сприятливі умови для підвищення продуктивності і поліпшення розподілу та утилізації газових потоків. Зниження витрат тепла на розкладання карбонатів, видалення гідратної вологи і поліпшення умов відновлення шихти і шлакоутворення. Зниження вмісту дрібних фракцій 0-5 мм в окатишах до 20-5% знижує витрату коксу на 4,5% і підвищує продуктивність на 6%. Це відбувається завдяки раціональному розподілу шихти і газу у верхній частині доменної печі.

Раціональний розподіл шихти і газу у верхній частині доменної печі (вирівнювання газового навантаження по радіусу) і за рахунок поліпшення загальної газопроникності в доменній печі.

Дослідження показали, що необхідно переходити на виробництво стабілізованого агломерату з розміром зерен 3-30 мм, з обов'язковою сфероїдизацією. Це дає можливість сферизувати фракції 0,5 мм, що виділяються в поверненнях 0-3 мм. Їх можна повністю видалити зі спечених тіл, що транспортуються до доменної печі. Завдяки такій підготовці можна знизити витрати на сепарацію шламу, що призводить до значної економічної вигоди (витрати чавуну зменшуються на 25-30 кг/т).

Альтернативою спіканню та окускуванню є гібридне окускування сировини. Це технологія, яка використовує найкращі параметри агломерації та технології огрудкування. В її основі лежить концепція формування кінцевого гранулометричного складу гібридних пелет. Виробництво пелет розміром 10 мм і міжчастинкове розташування твердого палива розміром 0-10 мм дозволяє розміщувати більші паливні гранули в зонах підвищеного споживання палива.

Спікання таких шихт здійснюється методом спікання з подальшим охолодженням повітряним дуттям на завершальній стадії процесу.

У процесі спікання (40-45 кг/т) блок, що спікається, піддається термічній обробці з використанням теплоти згоряння більшої фракції палива. Ця технологія дозволяє виробляти гібридну сировину у вигляді спечених блоків, які пройшли точкове спалювання в місцях контакту між гранулами шихти.

За результатами аналізу використання гібридної окускованої сировини при виплавці чавуну підтвердив, що гранулометричний склад близький до гранулометричного складу стабілізованих агломератів, навіть якщо вони містять 7-8% дрібної фракції 0-5 мм це призводить до збільшення продуктивності на 1,1% та зниження витрат палива на 4,4 кг/т.

При використанні низькоспечених окатишів у сучасній доменній шихті необхідне додавання 100-200 кг/т чавунного флюсу - негашеного вапна, що збільшує витрату коксу на 5-10%. У цьому випадку замість вапняку можна використовувати комплексні флюси (залізний флюс), прожарений з концентрату і вапняку. Основність становить від 5 до 7 одиниць. Окрім високої основності, цей флюс містить 30-40% заліза і має високу міцність. Зразковий хімічний склад комплексного флюсу наступний:  $\text{CaO} = 43\%$ ;  $\text{SiO}_2 = 7,2\%$ ;  $\text{Fe} = 35\%$ ;  $\text{FeO} = 45\%$ .

## *Доменне виробництво*

Українські металургійні підприємства працюють переважно з агломераційною рудою, яка виробляється з криворізької руди нижчої якості з вмістом заліза менше 53%. Більшість західноєвропейських підприємств використовують руду з вищим вмістом заліза. Розрахунки показують, що збільшення вмісту заліза в агломераційній руді з 53% до 58% дозволило б споживання енергії для виробництва однієї тонни рідкого чавуну зменшитися на 1,98 ГДж.

Крім того, українські доменні печі використовують вапняк, тоді як західні доменні печі використовують готове вапно. На розкладання вапняку при виробництві 1 тонни чавуну витрачається 0,1 ГДж додаткового тепла. Питома витрата вапняного флюсу (вапняного еквіваленту) на вітчизняних підприємствах становить 15-21 кг/т, тоді як питома витрата вапна на західних підприємствах - 0,1 ГДж. Споживання вапна на західних підприємствах коливається від 0 до 10 кг/т чавуну. Надмірна витрата вапняного флюсу пов'язана з низькою якістю металургійної сировини (високий вміст кремнію в металевій шихті та сірки в коксі). Це пов'язано з недостатньою підготовкою плавильних флюсів.

Реакційна здатність не використовується повністю. Про низьку якість сировини свідчить високий вихід доменного шлаку. На вітчизняних підприємствах він становить 330-600 кг на тонну чавуну. У країнах ЄС вихід доменного шлаку становить 200-280 кг/т. Зниження теплових втрат у доменному процесі.

Висока основність доменного шлаку погіршує його сипкість, змушує доменника перегрівати чавун, щоб забезпечити його рідиноплинність. Для забезпечення нормальної роботи печі оператор доменної печі змушений перегрівати чавун. Необхідність перегріву також пояснюється потребою компенсувати втрати при доставці чавуну в сталеплавильний цех.

На вітчизняних підприємствах це роблять за такою схемою. Розливання з відкритого жолоба у відкритий ківш на ливарному дворі. З міксера в ківш і з ковша в сталеплавильний цех. На західних заводах чавун зливається з печі через закритий жолоб у закритий мобільний міксер. Це дозволяє заощадити 0,1 ГДж/т чавуну. Перегрів чавуну в доменних печах збільшує розчинність кремнію в чавуні. Згідно з константами рівноваги взаємодії кремнію з чавуном, при підвищенні температури чавуну з 1400 °С до 1450 °С розчинність кремнію за інших рівних умов збільшується в чотири рази. Останнім часом вміст кремнію в українському чавуні збільшився в чотири рази більше, ніж в російському чавуні. Вміст кремнію в українському чавуні сягає 1,4%, тоді як в іноземному - менше 0,4%. Вітчизняні компанії понесуть додаткові витрати на електроенергію в розмірі 0,22 ГДж.

Іншим негативним аспектом розливання чавуну з відкритих жолобів у відкриті ковші є випаровування металу. Це не тільки спричиняє значні викиди пилу, але й знижує вихід чавуну. Крім викидів в атмосферу, це також знижує вихід придатного металу на 0,8%. Як показує зарубіжний досвід, при вивантаженні чавуну із закритого жолоба в закритий пересувний міксер в закритому жолобі, обладнаному системою відсмоктування, яка очищає гази за допомогою високоефективного рукавного фільтра.

Рукавний фільтр дозволяє видалити основні джерела забруднення повітря. Система може бути використана для видалення забруднюючих речовин з повітря.

Подальшої економії енергії на доменних печах можна досягти за допомогою повітрянагрівачів для більш повного спалювання доменних газів і свічки для спалювання надлишкових доменних газів. Відмова від використання свічок для допалювання надлишкових доменних газів.

Через недостатню організацію спалювання палива в повітрянагрівачах доменних печей в Україні викиди CO становлять 2,6-12 кг/т в Україні та 0,7-1,7 кг/т за кордоном, що означає скорочення викидів на 0,019 ГДж/т.

Заощаджується 0,105 ГДж/т чавуну та скорочуються викиди CO на 12%. Щонайменше 3% доменного газу спалюється у свічці. Приблизно 75% газу на тонну чавуну спалюється у свічці. Це еквівалентно 0,345 ГДж тепла, в той час як 0,94 кг/т CO еквівалентно 0,94 кг/т CO

Нагрівання повітродувки може перевищувати 1500°C, якщо повітродувка витримує високу температуру повітряних каналів. Теоретично повітродувку можна нагріти до теоретичної температури горіння в зоні горіння. Підвищений нагрів можливий, якщо частину об'єму газоподібного палива (природного газу або іншого висококалорійного газу або інші висококалорійні гази) спалюється в димоході з гарячим повітрям. Підвищений нагрів дуття можливий, якщо в робочий простір доменної печі подається гомогенізована суміш дуття і продуктів згорання.

Частка газоподібного палива в повітропроводі збільшується пропорційно збільшенню температури газоподібного палива і, в той же час, зменшується витрата газоподібного палива, що надходить в систему. Загальна витрата газу, що подається в доменну піч, підтримується таким чином, щоб загальна витрата газу підтримувалася.

Технологія вдування газоподібного палива в доменну піч дозволяє спалювати його без змішування з гарячим повітрям. При змішуванні з гарячим повітрям досягається найвища температура.

Проблему горіння і змішування повітря можна вирішити шляхом введення частини об'єму газоподібного палива. Гаряче повітря і кільцеві повітропроводи створюють майже ідеальні продукти згорання і повітря. Кільцевий повітропровід діє як камера змішування. Повне змішування газоподібного палива і дуттьового повітря забезпечує пропорційне згорання газоподібного палива і дуттьового повітря.

### ***Впорскування газокисневих сумішей у фурми***

Застосування газокисневої суміші почалося більш 20 років тому на доменних печах «Тулачермет». Крім того, у цей час ця технологія застосовується на всіх печах НТМК, на ДП №1 «Северсталі» і на ДП №6 НЛМК. Ефект змішування ПГ із киснем полягає в підвищенні коефіцієнта заміни коксу ПГ за рахунок забезпечення повноти його спалювання у фурмі й у фурменій зоні. Механізм підвищення повноти спалювання ПГ при вдуванні його в суміші з киснем полягає в дифузійному окисненні ПГ із киснем відразу після їхнього

змішування, яке приводить до підвищення температури суміші в процесі її руху від змішувача до фурм. У результаті скорочується час нагрівання ПГ до температури його запалення й забезпечується повнота окиснення ПГ у фурменій зоні. Межа вибухобезпечності концентрації кисню в газокисневій суміші в діапазоні її робочих тисків становить 25-27%, а помітне підвищення коефіцієнта заміни коксу ПГ (на 0,015-0,030 кг/кг) відбувається вже при зміні кисню в суміші 7-10%. Ефективність застосування кисневої суміші підвищується зі збільшенням витрат ПГ, особливо помітно при витратах вище 100-120 м<sup>3</sup>/т чавуну, коли коефіцієнт заміни коксу ПГ при його вдуванні у вигляді газокисневої суміші збільшується на 0,035-0,070 м<sup>3</sup>/кг.

### ***Підігрів природного газу***

Вирішення питання підігріву ПГ було знайдено лише в 2005 р. Підігрів, що вдувається ПГ шляхом використання його в якості охолоджувального середовища для охолодження фланців коліна й сопла фурменого приладу замість води дозволяє підвищити температуру на 100-300С. При цьому збільшуються обсяг газу й швидкість його витікання з трубки, що підводиться, поліпшуються умови змішування ПГ із дуттям і скорочується час нагріву газу до температури запалення. Це приводить до збільшення повноти згорання ПГ і коефіцієнта заміни їм коксу, у підсумкові витрати коксу зменшується не тільки за рахунок приходу в піч із ПГ додаткового тепла, яке раніше втрачалось з охолоджувальною водою, але й за рахунок збільшення коефіцієнта заміни коксу ПГ, причому остання складова економії коксу перевищує першу. Сумарне скорочення витрати коксу склало близько 17 кг/т. Із цієї кількості тільки 5 кг/т заощаджується за рахунок приходу в піч додаткового тепла із ПГ, а 12 кг/т – за рахунок підвищення коефіцієнта заміни коксу ПГ (на 0,15 кг/м<sup>3</sup>). На ДП «Северсталі» при більш високих витратах ПГ (більш 1250 м<sup>3</sup>/ч на одну фурму) його температура підвищилася на 1000С, а витрата коксу знизилася на 9 кг/т, з яких 3,5 кг/т – за рахунок приходу тепла із ПГ, а 5,5 кг/т – за рахунок підвищення коефіцієнта заміни коксу ПГ (на 0,037 кг/м<sup>3</sup>). Підігрів ПГ застосовується на ДП МЗ «Вільний Сокіл» і «Северсталі». При високих витратах ПГ застосування цієї технології його підігріву перед вдуванням у піч вимагає переробки елементів фурменого приладу з метою збільшення прохідного перерізу внутрішніх порожнин, по яких циркулює охолоджувальна вода. Це трохи збільшує витрати й час на впровадження підігріву ПГ, але не знижує високої ефективності цієї технології.

### ***Використання шунгіту в доменній шихті.***

Шунгіт містить близько 60% SiO<sub>2</sub> і близько 30% С, що дає можливість доменникам використовувати цей матеріал для часткової заміни їм коксу й продовження терміну служби футерівки горна. Застосування шунгіта в доменній плавці спочатку здійснювалося з метою часткової заміни їм коксу при виплавці ливарних чавунів. Оцінка ефективності заміни коксу шунгітом при виплавці ливарних чавунів показала, що коефіцієнт заміни коксу шунгітом становить від 0,7 до 1,2 кг/кг, збільшуючись зі збільшенням змісту кремнію в чавуні.

Аналогічна залежність отримана й при використанні шунгіта при виплавці передільного чавуну, але з меншим середнім коефіцієнтом заміни (0,53 кг/кг при середньому змісті кремнію 0,7 %). Тривале застосування шунгіта при цьому (протягом двох років) виявило його вплив на утворення гарнісажу на стінках горна. Аналітичні дослідження пояснили причину високих значень коефіцієнта заміни коксу шунгітом і механізм нарощування гарнісажу в горні при його застосуванні в доменній плавці. Специфічні властивості вуглецю й кремнію в шунгіті, практично стехіометричні (для реакцій взаємодії між вуглецем і кремнеземом з утворенням карбиду кремнію) співвідношення їх масових концентрацій у шунгіті й величина поверхня контакту між ними (20 м<sup>2</sup>/г) суттєво знижують температуру початку й енергопотрібність реакції утвору SiC. Карбід кремнію, що утворився із шунгіта, частково приймає участь у відбудові заліза із залізистих шлаків, частково кремній карбиду переходить у чавун, а частина карбиду кремнію відкладає на стінках горна, утворюючи тугоплавкий гарнісаж.

### ***Повітронагрівач Калугіна***

Новою високоефективною запатентованою технічною розробкою в області доменного виробництва є безшахтний повітронагрівач Калугіна, який одержує усе більш широке застосування на металургійних заводах. На росії експлуатуються 26 таких повітронагрівачів і ще 11 перебувають у стадії проектування. Блоки повітронагрівачів Калугіна експлуатуються на доменних печах НТМК, «Северсталі», ММК і «Тулачермета». Усього на сьогоднішній день у росії, Китаї, Україні і Японії експлуатуються 109 повітронагрівачів Калугіна й ще 45 знаходяться на стадіях проектування й будівництва.

Завдяки ефективному спалюванню палива в струйновіхревому форкамерному пальнику на куполі, рівномірному розподілу продуктів горіння по розтину насадки й високій питомій поверхні нагріву, повітронагрівач Калугіна забезпечує високотемпературне нагрівання дуття (до 1300-1350°C) при мінімальній витраті палива й при використанні звичайних вогнетривких матеріалів (динас, мулітокорунд, шамот). Мінімізації витрат палива сприяє також розроблена система утилізації тепла відпрацьованих газів, яка дозволяє за рахунок підігріву газоподібного палива й повітря одержати температуру гарячого дуття 1400°C при використанні в якості палива тільки доменного газу з низькою теплотою згорання (до 3000 кДж/м<sup>3</sup>). Усі ці фактори мінімізують вміст СО у відведених газах повітронагрівачів Калугіна до 20 мг/м<sup>3</sup>, що значно менше, чим у відведених газах повітронагрівачів із внутрішньої або із зовнішньої камерою горіння. Повітронагрівачі Калугіна за рахунок усунення камери горіння й застосування тонкостінних насадок зі збільшеною поверхнею нагріву (до 64 м<sup>2</sup>/м<sup>3</sup>) мають значно менші обсяг і висоту й, відповідно, меншу матеріалоємність, що прискорює їхнє будівництво й заощаджує капітальні витрати по властиво повітронагрівачах на 30-50%. Безремонтний строк експлуатації повітронагрівачів Калугіна становить, по розрахунках, до 30 років, що в кілька раз перебиває термін служби традиційних повітронагрівачів. Перший

бесшахтний повітрянагрівач працює без ремонту 27 років і знаходиться у гарному стані.

### ***Безконусна система заряджання з обертовим розподільником шихти***

Принципово нову технологію завантаження шихтових матеріалів у доменні печі і їх розподілу по окружності й радіусові колошника реалізує РЗП, розроблене на ЗСМК. Аналіз результатів роботи згаданих доменних печей показав, що після заміни КЗУ на РЗП продуктивність печей підвищувалася на 4-9%, а витрата коксу знижувалася на 4,5-6,5%. Багаторічна експлуатація РЗП на ДП №3 у Бхилаі демонструє його переваги й перед ЛЗУ. Узагальнення досвіду експлуатації РЗП на згаданих доменних печах виявило тенденцію підвищення ефективності їх застосування з ростом обсягу доменних печей. Це пояснюється ростом впливу структури стовпа шихти й рівномірності розподілу матеріалів по окружності на роботу доменних печей з ростом їх висоти й діаметра. РЗП відкриває нові додаткові можливості оптимізації структури стовпа шихтових матеріалів у доменних печах, маючи наступні технологічні переваги в порівнянні із КЗУ й ЛЗУ:

- м'яке укладання шихтових матеріалів у піч, що досягається за рахунок розділення потоку шихти в РЗП на п'ять рівних потоків, що м'яко стікають із плоских лопат ротора на поверхню засипу, не деформуючи її;

- висока рівномірність розподілу матеріалів по окружності, забезпечувана багат шаровим (25-40 шарів) укладанням кожної порції матеріалів, що вивантажуються, на поверхню засипу;

- можливість досягнення заданого розподілу рудного навантаження по радіусу за час завантаження тільки однієї або двох-трьох подач без організації більших циклів завантаження, а також за рахунок можливості завантаження матеріалів в осьову зону;

- високий темп завантаження за рахунок вивантаження матеріалів з бункера при повному відкритті шихтового затвора, що забезпечує швидке відновлення упущеного рівня засипу. Додатковою перевагою РЗП є його більш проста конструкція, що забезпечує високу надійність агрегату й багаторазово більший термін служби ротора в порівнянні з конусом і лотком.

### ***Газоутилізаційні турбіни (ГУБТ) без компресорів***

Застосування ГУБТ для утилізації енергії тиску колошникового газу дозволяє виробляти до 20кВт год на 1т виплавленого чавуну й скоротити за рахунок цього до 35% витрат на компримування дуття. У СРСР перша ГУБТ, що проробила кілька років, була запущена в експлуатацію в 1962 р. на ММК. В 1968 р. на ДП №3 Череповецького металургійного заводу встановлена ГУБТ-8, яка до зупинки печі на реконструкцію проробила більш 35 років.

### ***Утилізація побічних продуктів металургійного виробництва (за винятком агломераційних фабрик)***

З ряду причин не всі поворотні виробничі відходи можуть бути повторно оброблені на агломераційній фабриці або в сталеплавильних цехах. У Німеччині

застосовують два альтернативні процеси для рециклінгу цих матеріалів з метою досягнення нульових втрат при виробництві металургійної продукції: процес DK і процес Охусур.

### Процес DK.

Фірма DK Recycling und Roheisen GmbH установила в Дуйсбурге, Німеччина, невелику агломераційну машину з ефективною площею спікання 60м<sup>2</sup> дві малі доменні печі кориснимобсягом 580 і 460м<sup>3</sup>. Фірма робить ливарний чавун і розробила надійний і гнучкий процес, що передбачає рециклінгпилю й шламів різного походження, з можливістю варіювання їх хімічного складу в широких межах. Завдяки спеціальній обробці високотемпературних колошникових газів після виходу з доменної печі вдається одержувати цинк, який стає важливою статтею прибутку. Шлам з установок газоочищення являє собою чистий цинковий концентрат, який продають цинкової промисловості. Слід згадати, що фірма DK впроваджує вигідний і ефективний процес рециклінгу з досить складною системою газоочищення відповідно до вимог, установлених природоохоронного законодавства Німеччини. Фірма переробляє щорічно 340 тис.т відходів, одержуваних від 140 європейських фірм. Доменна піч споживає 400 тис.т агломерату, отриманого з відходів виробництва, і випускає 250 тис.т чавуну різних марок для використання в ливарному виробництві. Питомий показник витягу цинку становить 35кг/т рідкого чавуну ( для порівняння: витяг цинку в ході базового процесу одержання чавуну в доменних печах перебуває в межах 0,02-0,2кг/т рідкого чавуну). Фірмі DK оплачують рециклінг цих небажаних і важкооброблюваних матеріалів.

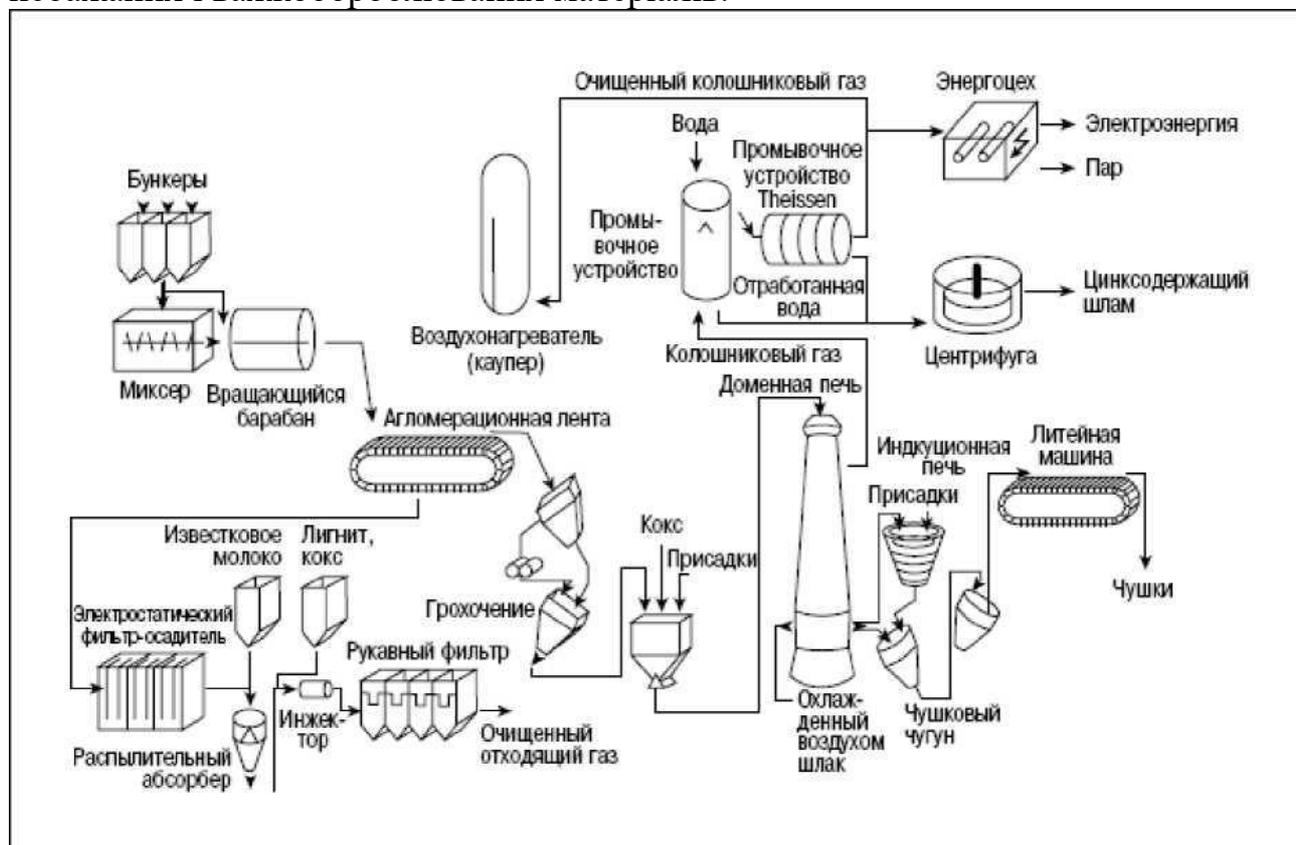


Рисунок 6.5 – Процес DK (Дуйсбург)

**Процес Охусир.** Фірма Thyssenkruppsteel спорудила вагранку шахтного типу, так звану піч Охусир, для одержання чавуну з використанням у якості шихти вуглецевмісного агломерату, сформованого в холодному стані з відходів виробництва. До переваг цього процесу можна віднести низький рівень інвестицій, можливість переробки непридатних для утилізації іншими способами металовмісних відходів, наприклад охолодей зі сталеплавильних печей і відходів, відділених при магнітній сепарації в процесі десульфурації, а також шлаків киснево-конвертерної плавки. Завантажена шихта відновлюється при  $1000^{\circ}\text{C}$  до металевого заліза. Дуття подають у піч при температурі  $520^{\circ}\text{C}$  через шість фурм, а кисень – через сопла безпосередньо в коксову подушку. Льотка розташована в нижній частині печі. Рідкий чавун і шлаки розділяються в сифоні. Колошниковий газ віддаляється зі стовпа шихтових матеріалів при температурі  $250\text{-}300^{\circ}\text{C}$  і піддається вологого очищення. Цинк, що міститься у відходах, випаровується й виноситься з печі з колошниковими газами, як і луѓи. Пил, що утворюється в процесі плавки в печі шахтного типу, має високий зміст цинку й може бути використана в якості сировини в цинковій промисловості. У середньому промислова піч шахтного типу Охусир робить близько 165 тис.т/рік чавуну, переробляючи 176 тис.т відходів і 81 тис.т охолодей.

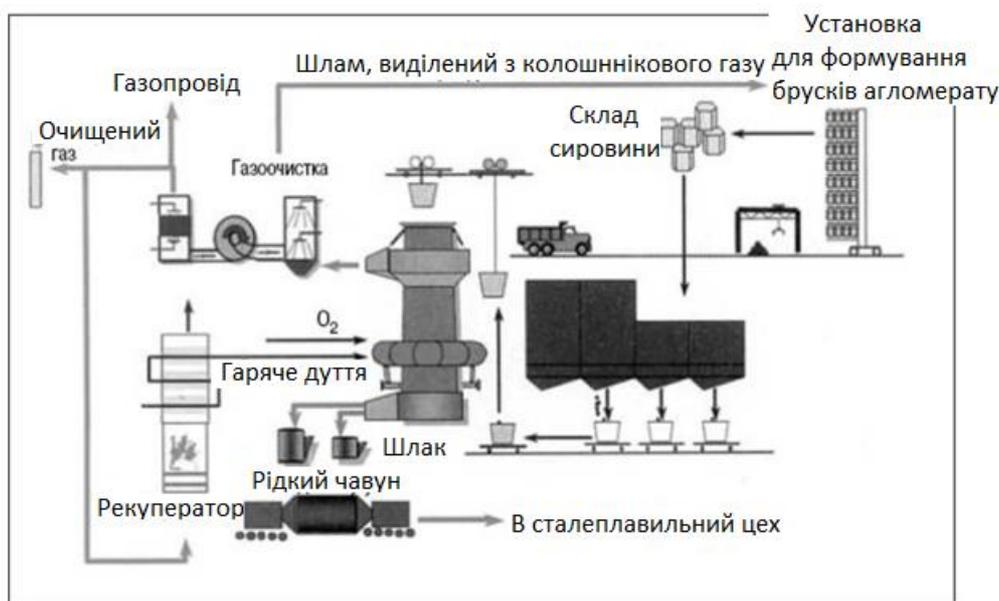


Рисунок 6.6 – Вагранка шахтного типу Охусир

Регулювання робочих параметрів забезпечує високу виробничу гнучкість печі Охусир і можливість її застосування для зм'якшення гострих виробничих ситуацій. Так, цей процес може бути використаний у тих випадках, коли необхідно компенсувати скорочення виробництва чавуну, пов'язане із заміною футеровки або з іншими проблемами в роботі доменної печі. Продуктивність печі знижується при використанні в якості шихти тільки виробничих відходів, але може бути легко підвищена шляхом завалки скрапу, охолодей і інших залізовмісних матеріалів. Відходи типу тонкомупила з кисневих конвертерів, шламу доменних печей і прокатних станів змішують із коксовим дріб'язком і сполучними й формують із суміші бруски, які упрочнюються в процесі зберігання

на складі протягом п'яти днів. Бруски завантажують у піч Охусур разом з іншими залізовмісними відходами, коксом і флюсами. У міру опускання садки в печі матеріали шихти нагріваються. При температурі близько 1000<sup>0</sup>С вуглець коксового дріб'язку, що входить до складу брусків, утворює відбудовний газ CO і відновлює залізо з окислів. У брусках формується залізо прямого відновлення, яке разом з іншими металовмісними відходами розплавляється в зоні плавлення. Обробка всіх цих матеріалів дозволяє використовувати потенціал виробничих відходів, багатих залізом і частково утримуючих вуглець.

### ***Нетрадиційні енергоресурси***

Широкі можливості відкриваються із впровадженням у доменний процес нетрадиційних видів енергетичних ресурсів. Обробка залізорудних матеріалів гамма-випромінюванням, застосування дешевих каталізаторів, ультразвуку дозволяє значно побільшати їх відновність (на 30% і вище). Дослідження та аналіз отриманих даних свідчить про інтенсифікацію відбудовних процесів при введенні електроенергії в низькотемпературну частину доменної печі. Так збільшення сили струму до 8,23А сприяло збільшенню ступеня використання газового потоку з 12% до 17,6%, що привело до росту ступеня відновлення залізорудного матеріалу з 48,8% до 54,7%. Електричний струм, проходячи крізь залізорудний матеріал, послабляє внутрішні зв'язки в оксидах заліза й таким шляхом активізує відбудовні процеси. 57

Тепло, що приділяється від настанови для охолодження агломерату, можна використовувати для попереднього нагрівання запального горна або для попереднього нагрівання шихтової суміші в агломераційній машині. Додатковий значний потенціал утилізації енергії полягає в установці турбіни, що використовує різниця тисків на колошнику доменних печей, що працюють із підвищеним тиском на колошнику.

### ***Виробництво сталі***

У сталеплавильних печах з подачею кисню (кисневих конверторах) виплавляється більше 65% (2006 р.), в електродугових печах 32% і в мартенівських печах близько 2,5% сталі. Проте остання, найбільш відстала технологія широко поширена на Україні і в Росії. Перевитрата енергії, особливо електричної, в сталеплавильному виробництві особливо великий. Розрахунки показують, що 75% енергії в конвертерному виробництві України витрачається на роботу димососів, причому величина цих витрат в 3-5 разів вище необхідних. Причина такого положення полягає перш за все в безперервній роботі екстаустерів, встановлених на основному газоході конвертерних газів і на газоході від установок позапічної обробки сталі. У сучасних цехах екстаустери працюють тільки в період продування конвертера і ковша. Крім того, основна частина українських конвертерів працює з системою допалювання газів, що відходять, і подальшого очищення диму в двох ступенях скрубєрів Вентурі. При допалюванні CO об'єм газів, що відходять, збільшується втричі. На західних підприємствах конвертери працюють без допалювання газів, що відходять, і очищення їх в електрофільтрах. Гідравлічний опір електрофільтрів в 120 разів

нижчий, ніж у скрубєрів Вєнтурі, що значно зменшує витрати електроенєргії на транспорт газів. Витрати природного газу у вїтчизняних конвертерних цєхах в 6 разів вище, ніж за кордоном. Половина цього газу витрачається на опалювання стаціонарних мїксерів, решта частини - на сушку футєрївки ковшів, а також на вогняну обробку слябів. Процеси сушки і розігрївання футєрївки ковшів здїйснюються без достатньої теплоїзоляції стєндів і регєнерації теплоти газів, що вїдходять, що приводить до великих тепловтрат, внаслідок чого коефїцієнт використання газу в цьому процесї складає 10-20%.

### 6.3 Замїнники коксу та природного газу в доменних печях

Основними розроблєними і широко освоєними замїнниками коксу, що вводяться з дуттям у домну, є природний газ (ПГ) і пиловугїльне паливо (ПВП), а також розроблєними, але менш використовуваними - мазут (М) і коксовий газ (КГ). У перїоди економїчних ускладнєнь, обумовлєних рїзними причинами, увага технологів - доменщиків привертала можливїсть замїни частини коксу кусковим кам'яним вугїллям, що завантажується через колошник доменної печї.

У енергоємностї переробного чавуну на долю коксу та природного газу за видатком паливних вторинних енергетичних ресурсів (200-250 кг у.п./т чавуну) у середньому припадає 57-62%, шихти 21-23%, кисню 3,5-4,5%, повїтряного дуття 2-2,5%. Особливїстю використання палива у доменному передїлі є те, що 65-70% його енергії витрачається на вїдновлєння залїза з руди. Наприклад, з реакції непрямого вїдновлєння у вїдповїдностї із умовами рївноваги при 700°C (при рївновазї із Fe  $CO/CO_2=1,5$ )  $FeO + 2,5CO = Fe + CO_2 + 1,5CO$  впливає, що на 1 кг залїза витрачається 0,536 кг вуглєцю. За рахунок цього не вдається суттєво знизити енергоємнїсть чавуну. При вдуваннї у доменну пїч рїзних паливних добавок переслїдується мета економїї дефїцитного коксу за рахунок використання менш дефїцитних вїдів палива – природного газу, мазуту, вугїльного пилу, колошникового газу. Технологїя використання гарячих вїдновлювальних газів (ГВГ) припускає тонке очищення колошникового газу, вїдмивання його вїд  $CO_2$ , компримування, нагрївання в шахтних повїтронагрївачах та вдування у доменну пїч (рис. 6.7). Така технологїя дозволить значно понизити витрату доменного коксу і рїзко зменшити вїкиди  $CO_2$  в атмосферу.

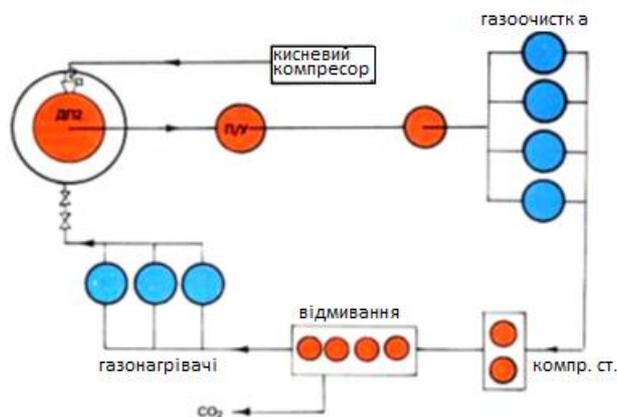


Рисунок 6.7 – Використання ГВГ у доменнїй печї

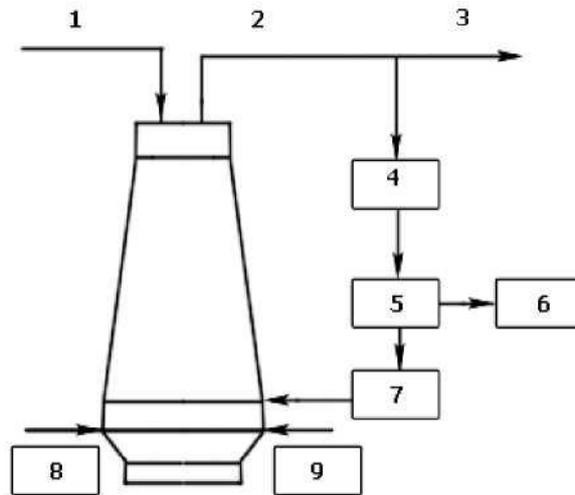
Вдування очищеного колошникового газу (ОКГ) вигідно з наступних точок зору:

- вартість його у декілька разів нижча, ніж природного газу;
- відсутність дефіциту;
- можливість максимального використання теплової потужності повітрянагрівачів та збагачення дуття киснем.

Відновлювальний газ може бути отриманий шляхом конверсії вуглеводневого палива та газифікації вугілля киснем, вуглекислим газом та паром. Деякі показники процесів конверсії природного газу наведено у таблицях. Киснева конверсія за капітальними видатками та експлуатаційними витратами є найбільш економічною. Пояснюється це простотою конструкції установки та відсутністю каталізаторів.

Запропоновані варіанти доменного процесу - Fink (ФРН), Lu (Канада), фірми NKK (Японія), QIN (Китай) – згідно з якими в піч через фурми вдувають ПВП і холодне кисневе дуття, а для компенсації зменшення кількості газів, що поступають в шахту з нижньої частини печі, здійснюється рециркуляція колошникового газу. В процесі QIN, наприклад, колошниковий газ регенерується, очищується від  $\text{CO}_2$  і  $\text{H}_2\text{O}$ , нагрівається до  $900^\circ\text{C}$  і потім вдувається через другий ряд фурм в нижню частину шахти. Продуктивність доменної печі в процесі NKK збільшується на 40%, в процесах Fink і QIN - на 60%. Витрата енергії, з урахуванням її споживання на отримання кисню і видалення  $\text{CO}_2$  з газу - на 0,8-1,2 ГДж/т вище, ніж при звичайному доменному процесі. Розглядається також питання вдування доменного газу в суміші з природним газом або замість нього. Балансовими розрахунками показана можливість повного виключення добавок природного газу, при збереженні постійної витрати коксу, але істотному (на  $150\text{-}200^\circ\text{C}$ ) збільшенні температури дуття. Подачу доменного газу запропоновано здійснювати так само, як і природного, через дуттьову фурму. Необхідність компримування доменного газу - істотний недолік цього варіанту, оскільки він вимагає використання дорогого устаткування. Технологічні труднощі використання доменного газу в доменній плавці пов'язані з двома причинами. По-перше, в фурмі доменної печі повинна підтримуватися приблизно постійна теоретична температура горіння палива, під час виділення кількості тепла, необхідного для ведення процесу. Відновлення  $\text{CO}_2$  і  $\text{H}_2\text{O}$  доменного газу вимагає великих витрат тепла, що є причиною зниження температури. Ці витрати реально можуть бути компенсовані підвищенням температури дуття і, якщо це можливо, підігріванням доменного газу перед подачею в піч. Істотно впливає на теоретичну температуру горіння і збагачення дуття киснем.

По-друге, тиск доменного газу в газопроводі значно нижчий, ніж у фурмі печі. Тому для подачі в піч доменний газ необхідно компримувати, витрачаючи електроенергію. У зв'язку з вибухонебезпекою доменного газу, для цього потрібно буде застосовувати спеціальні компресори.



1 - кокс; 2 - колошниковий газ; 3 - газ іншим користувачам; 4 - очистка газу від пилу; 5 - відмивка від  $\text{CO}_2$ ; 6 -  $\text{CO}_2$  для використання; 7 - нагрівач газу; 8 - ПВП; 9 - холодне дуття

Рисунок 6.8 – Схема роботи доменної печі по методу Шар-ДИН (із подвійною інжекцією)

*Таким чином, ефективний спосіб використання доменного газу повинен:*

- передбачати подачу газу у піч без компримування;
- можливість нагріву його до високої температури;
- можливість супутнього підвищення температури дуття і збагачення його киснем.

#### *Використання пиловугільного палива*

Інжекція вугільного пилу є достатньо широко вживаною технологією. Вона є фінансово привабливою, оскільки дозволяє замінити кокс. Вона приводить також до значної економії енергії, оскільки одна одиниця енергії коксу замінюється однією одиницею енергії вугілля. На досвіді було показано, що вугілля може замінити половину коксу в доменних печах. Вважаючи, що вугілля і кокс мають однакову внутрішню енергію, що половина коксу замінюється вугіллям і що енергія, що використовується при виробництві коксу, рівна 8 ГДж на тону коксу, можна отримати економію за рахунок інжекції вугілля до 1 ЕДж в рік, а зниження викидів  $\text{CO}_2$  у розмірі 100 млн. т/год. Високий рівень техніко-економічних показників доменної плавки за рубежом визначається комплексним удосконаленням всіх основних елементів технології, а саме: висока якість залізородної шихти, що характеризується змістом заліза в агломераті 57-60% і виходом шлаків не вище 300 кг/т чавуну, високою відновлюваністю дріб'язку 5-0 мм (1-5%). Основність агломерату ( $\text{CaO}/\text{SiO}_2$ ), як правило, дорівнює 1,7-2 одиниці при вмісті  $\text{MgO}$  1,5-2%,  $\text{FeO}$  4-6%,  $\text{SiO}_2$  4-7%. Якість обкотишів також характеризується змістом  $\text{SiO}_2$  (1-5%), високими міцністю, стабільністю хімічного складу та фізичних властивостей. Якість коксу визначається показниками гарячої міцності - не менш 60%, Ме- 85-87%, М10 - не більше 7%, змістом фракцій +25 мм - не менш 94-96%, середнім розміром шматків коксу -46-50 мм; зміст лугів не повинен перевищувати 0,2-0,3%.

Дуттьовий режим сучасних доменних печей характеризується високим тиском газів на колошнику (1,5-3,5 ати), температурою дуття (1100-1280°C), змістом у ньому кисню (24-33%), перепадом тиску фурма-колошник 1,2-1,9 ати, теоретичною температурою горіння - 2150-2250°C. У принципі кокс може використовуватися на доменних печах у якості єдиного відновлювача без будь-яких додатків. Тим часом він все частіше замінюється по економічним та технічним умовам іншими відновлювачами, що вдуваються у горн печі через фурми. З технічної точки зору, вдування відновлювачів має переваги, що містяться у можливості прямого та швидшого регулювання теплового балансу печі, у відмінності від регулювання шляхом зміни подачі коксу на колошнику, що займає більше часу із-за тривалішого проходження коксу від колошнику до горну. На великих печах кокс досягає рівня фурменого поясу приблизно через 6 год., а через 11 діб від досягає нижньої частини горна.

Власне кажучи, до 70-80 р. минулого сторіччя для широкого й масового промислового впровадження залишилося лише ПВП, ресурси та ефективність якого якісно перевершували всі інші види додаткових палив.

Базовий режимом для доменних печей з використанням ПВП є: - висока якість залізорудної сировини, характеризуєма високою стабільністю хімічного складу, виходами дріб'язку 5-0 мм - до 5%, шлаків - 240-300 кг/т чавуну; - високі рівні температури дуття (1080-1250°C) і змісту в ньому кисню (21-30%), тиску газів на колошнику (1,5-2,5 ати.); - середні й великі об'єми доменних печей; - приблизно рівні й оптимальні умови по режиму шлакоутворення; - висока якість вугілля й його сумішей, застосовуваних для готування ПВП ( $A_c < 10\%$ ).

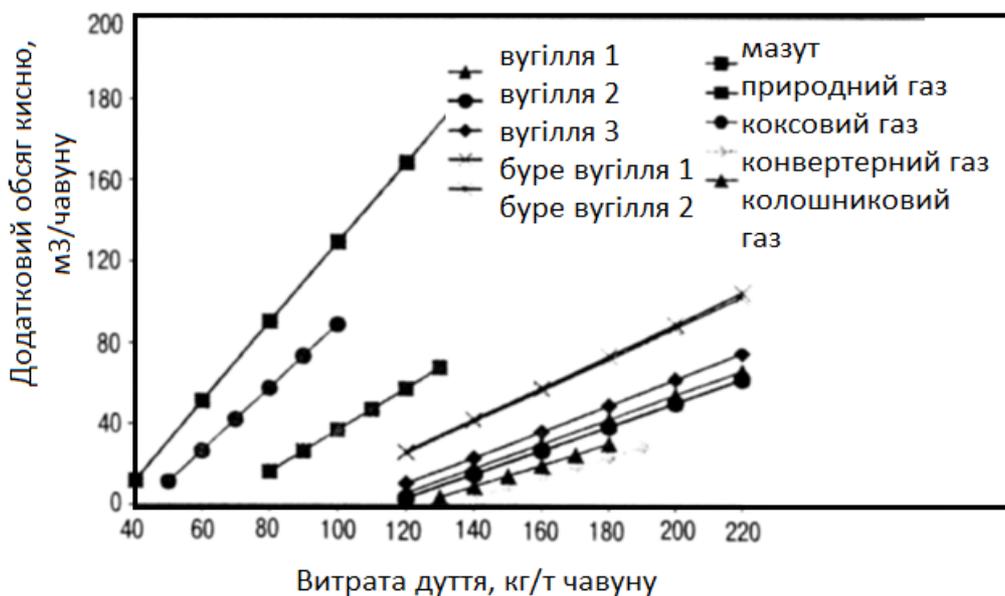


Рисунок 6.9 – Залежність об'єму кисню, що додають для підвищення температури полум'я до 2150°C, від витрат кисню

Значним сприятливим фактором, що компенсує, нарівні з високим рівнем якості залізорудної сировини й коксу, а також параметрами дуття, є якість ПВП: для його готування використовують, як правило, малозольні (5-10%) і малосірчані

(0,5-0,7%) сорти вугілля або їхні суміші зі змістом летючих 6-35%. Як правило, зольність і сірчастість використовуваного ПВП краще, ніж у застосовуваному коксі, що визначає величину коефіцієнта заміни коксу ПВП на рівні 0,85-1 кг/кг, а також комплекс технологічних й економічних переваг у порівнянні з використанням більше зольних вугіль. Використання пиловугільного палива може забезпечити ряд переваг: зниження витрати коксу, приблизно на 10%; приріст продуктивності до 5%; використання як заміни коксу дешевого вугілля, що не коксується; зниження собівартості отримання чавуну на 3-8% та ін.

#### **6.4 Удосконалення конструкцій та способи підвищення стійкості дуттьових фурм доменних печей**

Визначальним питанням доменної технології, у тому числі із застосуванням ПВП, є забезпечення його повної газифікації в межах фурменної зони. Рішення питання можливо за рахунок як технологічних, так і конструктивних заходів. До технологічного відноситься підвищення температури і вміст кисню в зоні горіння, зниження зольності, оптимізація фракційного состава ПВП і вміст у ньому летючих. До конструктивних рішень відносяться вдосконалення способів введення в піч ПВП, зниження нерівномірності надходження ПВП за часом і по фурмах та інші. У цей час у світі знайшли широке застосування два способи введення ПВП у фурменну зону. Перший – фірми «Armco Steel», США, на металургійному заводі в Ешленді, що освоїла в 60-х роках спосіб введення ПВП через штуцер, що дозволив вивести пиловугільну форсунку через стінку сопла до осі вступника в піч потоку гарячого дуття. Значно пізніше в Німеччині цей спосіб був ускладнений і удосконалений. ПВП запропоновано вводити через два штуцери, розташованих таким чином, що обидва пилопотоки зливалися в один приблизно на вісі потоку дуття, що надходить у піч. Введення ПВП через штуцер у соплі ускладнено за рахунок підведення в зону горіння кисню по кільцевій порожнині форсунки і ПВП, що надходить у зону горіння по осьовій трубці форсунки. Як вже вказано вище, подальшим принциповим розвитком технології вдування ПВП в доменну піч став процес *Oxucol*. Схема установки вдування ПВП на основі даної технології показана на рис. Частина кисню, необхідного для збагачення доменного дуття, вдувається через так звану коаксіальну фурму безпосередньо з вугільним пилом в дуттьові фурми і зону циркуляції доменної печі.

Коаксіальна фурма, що складається з двох вставлених один в одного прямих труб, забезпечує подачу вугільного пилу через внутрішню трубу, використовуючи азот в якості несучого газу. У коаксіальний зазор між внутрішньою і зовнішньою трубами подається кисень. Дуже важливо, щоб кисень відразу ж після вихід з коаксіальної фурми всередині дуттьової фурми в потоці гарячого дуття вступав у контакт з вугільним пилом, яка подається через внутрішню трубу.

Ідея - під оболонкою вдутого факелу вугільного пилу з киснем підвищити парціальний тиск кисню в безпосередній близькості від частинок вугільного

пилу у важливій для запалювання крайової області факела. При цьому слід врахувати, що безпосередньо після виходу холодного кисню з коаксіальної фурми його спонтанного перемішування з гарячим доменним дуттям не відбувається із-за великої відмінності залежними від температури значеннями в'язкості (доменне дуття -  $5,36 \cdot 10^6$  Пуаз , кисень -  $2,66 \cdot 10^5$  Пуаз). Таким чином, факел вугільного пилу виходить огорнутим квазіоболонкою з кисню, що підвищує швидкість перетворення вугільного пилу. Крім того, оболонка частинок вугільного пилу з киснем знижує температуру запалювання вдутого вугілля, покращуючи тим самим локальні умови загоряння. Це призводить до скорочення часу перетворення вугільного пилу. Перетворення вугільного пилу починається після запалювання вже всередині дуттьової фурми, що дає підставу очікувати підвищення температури в дуттьовій фурмі. В цілому, результати моделювання та практика використання свідчать, що за рахунок застосування технології *Oxucoal* процес дегазації вдуваного вугільного пилу прискорюється приблизно на 10%. Таким чином, за допомогою цієї технології можна приблизно на 10% збільшити інтенсивність вдування ПВП при одночасному скороченні витрати коксу відповідно до коефіцієнту заміни кокс/вугілля. Фурмений прибор із системою *Oxucoal* наведено на рис. 6.10.

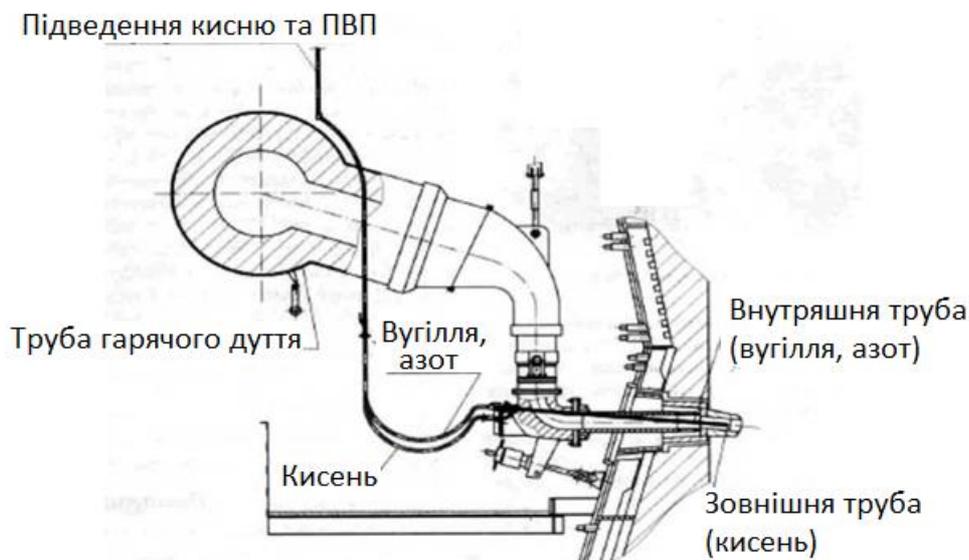


Рисунок 6.10 - Фурмений прибор із системою *Oxucoal*

### *Стійкість повітряних фурм доменної печі та технологічний рівень виробництва*

З елементів фурменого приладу (рис. 6.10) найчастіше вимагає заміни повітряна фурма. Так, наприклад, за 2013 р. у доменних цехах ряду підприємств України через прогар вийшли з ладу, фурм: на ПАТ «Дніпровський металургійний завод» - 187 шт., ПАТ «МК ім. Ілліча» – 430 шт., ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» - 534 шт., ПАТ «МК «Запоріжсталь» - 205 шт., ПАТ «Дніпровський металургійний комбінат» - 158 шт. Технологічний рівень доменного виробництва багато в чому визначає стійкість застосовуваних повітряних фурм. Проблеми підвищення їх стійкості, аналіз умов їх експлуатації

і причини виходу з ладу є одним з найважливіших питань виробництва чавуну. Відомо, що до 32% простоїв доменних печей припадає на заміну повітряних фурм. У США витрати на заміну фурм становлять до 3 млн. доларів. В той же час, термін служби фурми становить від декількох годин до 250-260 діб. Відомо, що якісно виготовлені і правильно експлуатовані фурми при стабільній технології доменної плавки стоять більше року. Незважаючи на зусилля доменщиків проблема підвищення стійкості не вирішена. При класифікації характеру руйнування та виходу з ладу фурм прийнято розглядати три основні групи ушкоджень: *тріщини, знос і прогар*. Якщо узяти стандартну конструкцію фурми за об'єкт порівняння (основу), можна сформулювати наступні заходи по зниженню втрат тепла:

- нові способи теплоізоляції;
- установка додаткових екранів між мідним внутрішнім конусом і потоком нагрітого газу;
- футерування внутрішнього конуса теплоізоляційними покриттями;
- футерування і установка екранів.

У цей час запропоновано декілька типів вдосконалених повітряних фурм для освоєння на доменних печах:

- фурма з інтенсивно охолоджуванним носком (рис. 6.10);
- фурма з прямим розпиленням газу та поліпшеним водяним охолодженням.

Перспективним способом протистояння критичним тепловим навантаженням є також застосування захисних покриттів на робочій частині фурми. *Перспективні напрями розвитку відновлювальних технологій* Внаслідок великих масштабів виробництва, високої капіталоемності основних металургійних агрегатів металургійна галузь інерційна і слабо сприймає технічний прогрес на основі нових наукових досягнень. Її технології й основні агрегати є наслідком тривалого удосконалювання давно відомих, навіть стародавніх методів отримання та обробки металів. Так, отримання металів із руди й нині базується переважно на вуглецевотермічному їх відновленні, яке було засвоєне понад 3500 років тому, а отримання рідкої сталі – на виділенні теплоти внаслідок оксидації вуглецю та інших домішок чавуну киснем, яке встановив півтора століття тому Г.Бессемер. Він же запропонував і «беззливкове вальцювання», тобто безперервне розливання сталі. Понад 100 років нараховує історія й електрометалургії. *Недоліки сучасної технологічної схеми виробництва*

Процес отримання кінцевої продукції чорної металургії – сталевих заготовок та виробів – нині здійснюється за двостадійною (чавун → сталь) схемою та складається з окремих етапів: виробництва чавуну, феросплавів, сталі, розливання й вальцювання сталевих зливків з отриманням заготовок та виробів і їх термічної обробки. Це відбувається із величезними втратами енергії під час охолодження (кристалізації) металу у кінці одного циклу й наступного нагрівання (витоплювання) – на початку наступного. При цьому доводиться нагрівати та топити не тільки метал, але і доменні, феросплавні та сталетопильні шлаки, які необхідні для видалення з металу шкідливих домішок. Більш того, у рудновідновлювальних агрегатах кисень рудних матеріалів видаляють за

допомогою вуглецю, але при цьому метал насичується на вуглець внаслідок чого замість металу отримують карбіди металів і, відповідно, чавун та вуглецеві феросплави. Далі з метою перетворення чавуну на сталь його продувають киснем. Але, окислюючи вуглець чавуну й феросплавів, метал знову насичують киснем. Потім із окисленого сталевого напівпродукту кисень видаляють в агрегатах позапічної обробки, причому нерідко для розкислення знову використовують вуглець. Така явно нелогічна схема виробництва потребує послідовного використання ряду крупних технологічних агрегатів, призводить до великих трудових витрат, невиправданих витрат енергії та значних втрат металу. В результаті існуюча двостадійна технологічна схема виробництва сталі та сучасні пірометалургійні технології, безумовно, не відповідають вимогам визнаних пріоритетними напрямків розвитку: 1) раціонального природокористування; 2) ресурсозбереження; 3) енергозбереження; 4) екології. Крім того, традиційні металургійні агрегати, наприклад доменна піч, внаслідок багатовікового розвитку мають незначний резерв подальшого удосконалення. Це відноситься й до сталетопних агрегатів. Не випадково німецький концерн «Сименс ФАІ», один з головних у виготовленні дугових сталетопних печей, останню серію розроблених печей назвав печами *Ultimate* – «ті, що досягли межі».

#### *Необхідність інноваційних відновлювальних технологій*

Слід зазначити, що сучасні відновлювальні технології історично орієнтовані на переробку якісної монометалевої, зокрема залізної, руди. Проте родовища якісної та легкодоступної залізної руди швидко вичерпуються, у зв'язку з чим в усе більших масштабах залізо доводиться здобувати із комплексної руди, у якій воно зв'язане не тільки з киснем, а й з іонами інших металів, у тому числі таких, що важко відновлюються (наприклад, магнію, алюмінію, титану, хрому, тощо). У більшості випадків доводиться шукати способи використання нетрадиційної сировини у традиційних технологіях, навіть за рахунок втрати потрібних компонентів та погіршення техніко-економічних показників виробництва. Наприклад, селективне відновлення та видобування металів з комплексної руди без її витоплення дозволить вирішити декілька ключових проблем металургії:

1) сировинну – за рахунок залучення до переробки колосальних запасів поки не використовуваної комплексної руди;

2) енергозбереження – за рахунок виключення процесів витоплення руди та шлаків, скорочення технологічного циклу від руди до виробу;

3) ресурсозбереження – за рахунок різкого зменшення кількості витраченого коксівного вугілля, шлакоутворюючих матеріалів, вогнетривів;

4) природоохоронну – за рахунок різкого зменшення кількості відходів (шлаків та шлакових звалищ), зменшення викидів у коксохімічному, агломераційному, доменному, конвертерному, феросплавному виробництвах;

5) економічну – за рахунок виключення коксохімічного, аглодоменного, конвертерного виробництв і, відповідно, їх унікального й дорогого устаткування;

б) кадрову – за рахунок різкого зменшення числа переробів, кількості працівників й докорінного поліпшення умов праці.

## РОЗДІЛ 7

### Технології ресурсозбереження в сталеплавильному виробництві

Узагальнюючи основні технологічні й конструктивні риси сучасного конвертерного цеху проф. Смірнов О.М. пропонує виділити наступні характерні аспекти:

- сучасні конвертерні цехи обладнуються, зазвичай, двома крупними конвертерами ємністю 150-315 т кожен, що дозволяє гармонізувати основні вантажопотоки при високій питомій продуктивності агрегатів;
- пріоритет віддається технологічним рішенням й побудовам, котрі направлені на зменшення втрат енергії, втрат заліза, вогнетривів та інших витрачуваних матеріалів при зниженні шкідливого впливу на довкілля за рахунок зменшення викидів CO<sub>2</sub> й пилу, ефективного перероблення металобрухту та технологічних відходів, утилізації технічної води, розвитку транспортної системи та ін.;
- найбільше розповсюдження у світі набуло комбіноване продування киснем зверху та нейтральним газом знизу; крізь донні фурми можна вдувати не тільки аргон або азот, а й CO<sub>2</sub> з інтенсивністю до 0,1 м<sup>3</sup>/(т хв.) і навіть CO;
- з метою підвищення ефективності ведення конвертерного на сучасних виробництвах використовуються методи контролю положення й конструкції верхньої фурми, швидкості вдування кисню, підвищення ефективності процесу розчинення вапна, оптимізації параметрів вдування аргону крізь донні фурми та ін., а також оперативного прогнозування вмісту вуглецю по ходу топлення;
- для стабілізації процесу конвертерного та зниження його тривалості все більше розповсюдження набуває технологія десульфурації чавуну у ковші (найбільше розповсюдження набула десульфурація з використанням суміші флюїдизованого вапна й магнію);
- майже обов'язковою технологічною операцією, що забезпечує підвищення якості виробленої металопродукції, є раннє виявлення й відсікання шлаку під час технологічного переливання металу із конвертера у ківш;
- все більше розповсюдження у практиці конвертерного виробництва набувають агрегати комплексної позапічної обробки сталі типу «ківш-піч», котрі складаються з проведення операцій підігрівання металу, продування сталі аргоном, її рафінування, викінчення за хімічним складом, витримування за часом відповідно до режиму розливання на МБЛЗ;
- стійке нарощування об'ємів конвертерної сталі, котра підлягає вакуумному обробленню (агрегати VD/VOD або RH-TOP), що, перш за все, пов'язується з поширенням нових груп низьковуглецевої сталі, яка має верхню межу вмісту вуглецю менше 30 ppm, якого можна досягти тільки під час вакуумного оброблення;
- застосування у технологічному ланцюгу високопродуктивних МБЛЗ, які максимально сумісні з технологічним ритмом виплавляння сталі у конвертерах;

- застосування ливарно-прокатних агрегатів, які забезпечують суттєве зниження питомих енерговитрат, що можна пов'язати із раціональною організацією технологічної системи;
- застосування конвертерного процесу у сукупності з позапічним доведенням сталі та її безперервним розливанням відкрило зовсім нові можливості з практичного використання сталі як конструкційного матеріалу.

Сукупність вище наведених рішень значною мірою сприяла розвитку так званої модульної схеми побудови конвертерних цехів, котра передбачає поєднання процесу дискретного виплавляння сталі у конвертері з її квазібезперервним розливанням у рамках технологічного ланцюжка «конвертер»-«ківш-піч»-«машина безперервного розливання сталі». Власне у такій побудові є певний енергозберігаючий ресурс. Ще привабливішою є схема побудови конвертерного цеху на базі використання ливарно-прокатних модулів (ЛПМ). Нині у світі нараховується близько 30 сталецехів з ЛПМ, які виробляють більше 50 млн. т листа на рік. ЛПМ з успіхом функціонують як в умовах конвертерних цехів, так і на міні металургійних заводах. Основна частка таких міні-заводів припадає на США, КНР та країни, що розвиваються, (27%).

### ***Сучасні технологічні маршрути виплавки металевого напівпродукту в кисневих конвертерах***

Сучасною зарубіжною практикою, перш за все металургійних підприємств Японії і П. Кореї, доведено, що здійснення процесів знекремнювання, десульфуратії і дефосфорації чавуну за межами доменної печі і кисневого конвертера технологічно і економічно виправдано з погляду підвищення сумарної ресурсо- і енергозберігаючої ефективності доменного і конвертерного виробництва. В результаті впровадження попереднього знекремнювання, десульфуратії і дефосфорації чавуну набула поширення малошлакова технологія виплавки конвертерної сталі. Виключення з прибуткової частини теплового балансу конвертерної плавки тепла, окислення кремнію, що вноситься реакцією, вимушує зменшувати частку лому в шихті. Проте цей негативний ефект значною мірою компенсується додатковим приходом тепла в результаті допалювання газів, що відходять, в робочому просторі конвертера, а також скороченням втрат тепла з шлаком із-за зменшення витрати холодного вапна (до 20-30 кг/т сталі) і кількості шлаку. Разом з тим, в умовах малошлакової технології, при комбінованому продуванні конвертерної ванни киснем зверху і нейтральним (або слабоокисленим) перемішуючим газом знизу, ще активніше протікає процес рідкофазного відновлення марганцю з досаджуваних по ходу продування добавок марганецодержащего сировини.

В даний час в Японії близько 50% марганцю вводять в сталь не у вигляді марганцевих сплавів, а у вигляді марганцевих руд і агломератів. При використанні багатой марганцевої руди, що містить 50% марганцю, забезпечується ступінь відновлення марганцю до 75% і зміст останнього в металі після продування до 1,2%. Це дозволило відмовитися від присадки в ківш марганцевих феросплавів і понизити у зв'язку з цим температуру металу приблизно на 180С, що у свою чергу сприяло зменшенню зносу футеровки

конвертера. Слід особливо відзначити застосування в металургійній промисловості Японії і Південної Кореї високоякісної імпортової марганецьсодержащої сировини з високим вмістом марганцю (32-51%  $Mn_{\text{общ}}$ ) і низькими концентраціями фосфору (0,014-0,050% P) та діоксида кремнію (4,5-6,2%  $SiO_2$ ), що дозволяє при виплавці сталі в конвертерах комбінованого продування не тільки економити марганцеві феросплави, але і забезпечити низький зміст фосфору ( $\leq 0,005\%$ ), тим більше при заливці в агрегат заздалегідь рафінованого по фосфору чавуну. По аналогії з металургійними підприємствами Західної Європи і Північної Америки розроблений технологічний комплекс аглодоменно-конвертерного виробництва високоякісних сталей, тільки поза доменною десульфурацією чавуну прийнятий за основу концепції розвитку чорної металургії. Пропонований металургійний комплекс включає:

- виплавку з безмарганцевистої шихти низькомарганцевого і низькокремністого чавуну (менше 0,3% Si та Mn);
- ковшову десульфурацію чавуну (S менше 0,005%) в заливальних ковшах вдуванням через заглибну фурму суміші гранульованого магнію (25%) і порошкоподібного вапна (75%);
- високоефективний і економічний конвертерний переділ чистого по сірці чавуну з глибокою дефосфорацією металу;
- отримання в ковші методами позапічної обробки в раціональному об'ємі високоякісних чистих сталей будь-якого складного сортаменту із змістом сірки менше 0,001% і фосфору менше 0,005%.

Комплексна технологія в аглодомennomу процесі дозволяє:

- переробляти бідні руди без застосування марганцевистої сировини, розширити гамму вугілля, що коксується, за рахунок залучення більш сірчастого вугілля, що зменшить вартість коксу, а відповідно і чавуну;
- при зниженні основності доменного шлаку ( $CaO/SiO_2$ ) з 1,05-1,10 до 0,85-0,95 і відповідному збільшенні змісту заліза в агломераті на 0,7-1,0% зменшити витрату коксу на 0,7-1,0% і підвищити продуктивність доменної печі на 3-5%;
- при зниженні основності агломерату підвищити його міцність, що зменшить вміст в ній дрібниці (фракції 5 мм), зниження ж на 1% зміст фракції 5 мм в рудній частині доменної шихти забезпечує зниження витрати коксу на 0,5% при продуктивності доменної печі на 1,0%;
- при підвищенні зміст сірки в чавуні на 0,01% понизити витрату коксу і підвищити виробництво на 1,0%.

Комплексна технологія в конвертерному процесі дозволяє:

- забезпечити зниження витрати винищити на 20-30 кг/т, зменшення кількості шлаку на 25-30% і втрат заліза з шлаком, підвищення виходу придатного металу на 1,0-1,5% і продуктивності конвертерів.
- добитися високої і стабільної якості металу, що виплавляється.
- невід'ємними складовими елементами сучасної технології конвертерної плавки є застосування верхньо-донного комбінованого продування ванни (~ 80% із 660 конвертерів мира) з метою поліпшення ходу і результатів операції.

Основними перевагами найбільш широко поширеної технології комбінованого продування, що не пройшов попередню обробку чавуну, з

подачею кисню зверху і нейтральних перемішуваних газів через днище в порівнянні з класичним киснево-конвертерним процесом є:

- збільшення виходу рідкої сталі на 0,4-1,5% за рахунок запобігання надмірним викидам і виносів і зниження оксидів заліза в шлаку на 2-8%;
- підвищення залишкової концентрації марганцю в металі на 0,02-0,5% при переділі чавунів, що містять 0,29-2,0% Mn;
- зниження витрати винищити і плавикового шпату на 3-20 кг/т і 0,8-1,7 кг/т сталі;
- зменшення тривалості продування на 0,3-2,0 хв. в результаті більшого ступеня засвоєння вдуваного кисню;
- зниження змісту фосфору і сірки в металі відповідно на 0,002-0,005 і 0,001-0,003%.

Разом з тим у процесі експлуатації конвертерів з комбінованим дуттям, особливо при донній подачі кисню, чітко визначилися наступні недоліки:

- низька ефективність допалювання конвертерних газів а порожнини агрегату, особливо за наявності спіненого шару шлаку;
- утруднення у видаленні фосфору при високому вмісті вуглецю;
- зниження стійкості дуттьових пристроїв і навколофурмених ділянок футеровки днища, а також верхньої частини конвертера;
- насичення металу сіркою, воднем і азотом при використанні твердих теплоносіїв (кускового вугілля) понад 10 кг/т сталі;
- утруднення в організації ефективного попереднього підігріву лому в конвертері без утворення місць локального проплавлення шихти і рідкого високоокисленого шлакометалевого розплаву;
- необхідність забезпечення безпечних умов заливки чавуну на підігрітій лом і ін.

З використанням для комбінованого продування в конвертерах попереднього рафінованого чавуну додатково вдалося добитися в результаті освоєння малошлакової технології:

- зменшення витрати вапна на 25-45 кг/т сталі і кількості шлаку до 2-4% від маси металу;
- підвищення виходу придатного на 1-2% за рахунок зниження втрат металу з шлаком у вигляді корольків і оксидів заліза;
- зниження кількості використовуваних феросплавів за рахунок рідкофазного відновлення марганцевої і хромової руд;
- зменшення тривалості продування конвертерної ванни в результаті підвищення витрати кисню.

Зменшення витрати вапна і кількості шлаку не вплинули на хід реакції дефосфорації і десульфурзації, оскільки висока (у відсутність значних кількостей кремнезему) основність шлаку ( $\text{CaO/SiO}_2 = 3,0-4,8$ ) при достатньому вмісті оксидів заліза ( $\text{Fe}_{\text{общ}} = 12,0-25,0\%$ ) у ній створює умови для видалення фосфору і сірки.

Недоліками малошлакової технології є погіршення теплового балансу конвертерної операції із-за зменшення фізичного і хімічного тепла заздалегідь рафінованого чавуну і як наслідок, зниження частки лому, що переробляється, в

шихті до 10%. Також встановлено, що при низькій кількості шлаку (менш ніж 20 кг/т) знос футеровки конвертера протікає в 2,5 разу інтенсивніше, ніж при кількості шлаку 40-60 кг/т. Виникають серйозні проблеми, пов'язані із заметалюванням кисневих фурм, горловина конвертера і газовідвідного каміна. При невеликій кількості шлаку і недостатньому рівні спінювання останнього збільшуються втрати металу з винесенням металу до 2 кг/т сталі. Тому оптимальною визнається кількість шлаку 40-60 кг/т. Вищезгадані недоліки малошлакової технології значною мірою можна компенсувати застосуванням раціональних дуттьових режимів і пристроїв, що забезпечують збільшення прибуткової частини теплового балансу конвертерної плавки за допомогою допалювання С до  $\text{CO}_2$  в робочому просторі агрегату, а також зниження інтенсивності заметалювання технологічного устаткування.

### ***Напрямки удосконалення та раціональні конструкції кисневих фурм для продувки конвертерної ванни***

На сучасному етапі в багатьох конвертерних цехах України технологія дуттьового і шлакового режимів плавки передбачає видалення в процесі продувки ванни значної кількості сірки й фосфору та одночасне формування кінцевого шлаку з підвищеним вмістом оксиду магнію (8-14%) за рахунок присадок різних магnezіальних шлакоутворюючих матеріалів. За цією технологією, після випуску металевго напівпродукту з конвертера, здійснюється нанесення на футерівку агрегату захисного шлакового гарнісажу шляхом роздувки підготовленого шлаку, насиченого  $\text{MgO}$ , газовими струменями, що формуються під час подачі азоту крізь верхню багатосоплову кисневу фурму класичної конструкції. З одного боку, це приводить до значного підвищення стійкості периклазовуглецевої футерівки конвертерів, а з іншої – негативно позначається на самому ході продувки та шлакоутворенні. В результаті маємо зниження ефективності десульфурації та дефосфорації розплаву і інтенсивніше заметалювання технологічного обладнання (стовбура кисневої фурми, горловини конвертера, екранних поверхонь котла-утилізатора). Також, знижується продуктивність конвертерних агрегатів та вихід придатної сталі.

На сучасному етапі в переважній більшості киснево-конвертерних цехів СНД освоєна технологія дуттьового й шлакового режимів плавки з формуванням у ході продувки збагаченого оксидом магнію (до 8-14 %) шлаків, який після випуску металу з конвертера за допомогою подачі азоту через багатосоплову кисневу фурму роздувається азотними струменями з нанесенням шлакового гарнісажу на футерівку. З одного боку, це привело до значного підвищення стійкості футерівки конвертерів, а з іншого, позначилося негативно на самому ході продувки й шлакоутворення, що, насамперед, виразилося в посиленні виносу дрібних крапель металу й шлакам за межі реакційної зони, впливу кисневих струменів на ванну й, як наслідок, у більш інтенсивному заметаленні технологічного обладнання (стовбура кисневої фурми, горловини конвертера й екранних поверхонь казана-утилізатора). Видалення шлакометалевих настилей з кисневої фурми (обрізка за допомогою кисневої трубки), горловини конвертера

(якорем або совком для завантаження лома, закріпленими на крані), казана-утилізатора (епізодичний перехід на продувку з повним допалюванням газів, що відходять, у каміні) звичайно супроводжується зниженням стійкості кисневих фурм, руйнуванням футерівки конічної частини агрегату й прискореним виходом трубчастих водоохлоджуваних елементів казана з ладу. При цьому знижується продуктивність конвертерних агрегатів і вихід придатної сталі. Економічна ефективність процесу конвертування в значній мірі визначається конструкцією головки кисневої фурми й раціональним дуттьовим і шлаковим режимом ведення плавки. На жаль, експлуатовані в цей година в конвертерних цехах України конструкції фурмених пристроїв є застарілими, що не відповідають сучасному рівню ресурсо- і енергозбереження.

### ***Виплавка сталі в кисневому конвертері за технологією Jet Proces.***

Типова схема виплавки сталі за технологією Jet Process для випадку з 50% рідкого чавуну й 50% лома або DRI. Слід зазначити, що весь кисень, що йде на зневуглецювання рідкого чавуну й окиснення до CO поданого через днище навуглецювача, вдувається через донні фурми. Кисень гарячого дуття призначений тільки для допалювання й майже не взаємодіє з рідкою ванною. Азот, використовуваний для подачі навуглецювача, частково вимивається монооксидом вуглецю, що утворюється при зневуглецюванні й згоранні навуглецювача. Кінцевий зміст азоту може досягати 20-30 ppm ( $\times 10^{-4}\%$ ). Як тільки вдмухування кисню знизу припиняється, подальше охолодження природним газом не потрібно, досить простого охолодження за допомогою азоту або аргону, що показане на технологічній діаграмі плавки. За рахунок інтенсивного перемішування залишковий зміст водню в рідкій ванні може бути знижено до рівня 3 ppm ( $\times 10^{-4}\%$ ) і менш. Типові тимчасові параметри виробничого циклу для технології Jet Process і аналогічні параметри для традиційної киснево-конвертерної плавки представлені у табл. Із представлених даних видно, що в 180-тонному конвертері можна виплавляти до 2 млн. т сталі. Так середня тривалість циклу від випуску до випуску збільшується, і часу на заміну футеровки потрібно більше, то максимальна річна продуктивність конвертера приблизно на 13 % менше, чим при використанні традиційної технології.

Порівняємо витрати на технологічні середовища й енергоносії для стандартного киснево-конвертерного процесу з 20% лома, технології Jet Process з 50% лома й електродугової печі з 50% лома. Очевидно, що при порівнянні витратних показників стандартний киснево-конвертерний процес є найдешевшим, тому що він найбільш простий і не вимагає додаткової енергії для розплавлення твердих матеріалів. Технологія Jet Process виявляється більш витратною, тому що для розплавлення ще 30% брукту потрібна додаткова енергія. Витрати стають ще вище, якщо та ж шихта плавиться в ЕДП, тому що в цьому випадку електроенергія дорожче навуглецювача, використовуваного в технології Jet Process. Якщо враховувати тільки експлуатаційні витрати, то технологія Jet Process має сенс тільки в тих випадках, коли лом або DRI стають дешевше рідкого чавуну. Розрахунки з використанням середніх ринкових цін

показують, що технологія Jet Process є вигідною, коли різниця в ціні між брухтом (або DRI) і чавуном становить 40 дол. США й більш.

Таблиця 7.1 – Типові тимчасові параметри й показники продуктивності звичайного киснево- конвертерного процесу й технології Jet Process

|  | Киснево-конвертерний процес     | Jet Process                     |
|--|---------------------------------|---------------------------------|
| Склад шихти                                      | 80% рідкого чавуну + 20% брухту | 50% рідкого чавуну + 50% брухту |
| Завалка лома, хв                                 | 2                               | 3                               |
| Заливання чавуну, хв                             | 5                               | 4                               |
| Продувка киснем або гарячим дуттям, хв           | 18                              | 22                              |
| Відбір проб і очікування результатів аналізу, хв | 3                               | 3                               |
| Випуск металу, хв                                | 6                               | 6                               |
| Випуск шлаків, хв                                | 2                               | 2                               |
| Середній час обслуговування, хв                  | 3                               | 5                               |
| Середній час від випуску до випуску, хв          | 39                              | 45                              |
| Число плавок за добу                             | 37                              | 31                              |
| Маса плавки на випуску, т                        | 180                             | 180                             |
| Стійкість футеровки, плавки                      | 4500                            | 3000                            |
| Число замін футеровки за рік (5 днів)            | 2,84                            | 3,1                             |
| Кількість плавок за рік                          | 12794                           | 11112                           |
| Річна продуктивність, млн.т (%)                  | 2,3 (100)                       | 2 (87)                          |

Таблиця 7.2 – Основні показні процесу Jet Process звичайного киснево-конвертерного процесу й електродугової плавки

| Показники                                      | Киснево-конвертерний процес | Jet Process |             | ЕДП |     |
|--|-----------------------------|-------------|-------------|-----|-----|
|  |                             | Jet Process | Jet Process | ЕДП | ЕДП |
| Вдування вугілля                               | Відсутнє                    | Відсутнє    | є           | є   | є   |
| Частка лома, %                                 | 20                          | 32          | 50          | 50  | 100 |
| Ступінь  | 12                          | 60          | 60          | -   | -   |
| Допалювання CO, %                              |                             |             |             |     |     |
| Теплоперенос, %                                | -                           | 90          | 90          | -   | -   |
| Вихід придатного, %                            | 92                          | 94          | 94          | 91  | 91  |
| Витрати на середовище й енергоносії, дол.США   | 11                          | 15          | 24          | 35  | 55  |
| Викиди CO <sub>2</sub> , кг CO <sub>2</sub> /т | 1600                        | 1250        | 1000        | 900 | 500 |

Третім приводом до використання технології Jet Process є зниження обсягів викидів CO<sub>2</sub>. Технологія виробництва чавуну на звичайному комбінаті повного циклу заснована на використанні вугілля, і при виробництві тонни стали

утворюється 1600 кг CO<sub>2</sub>. Будучи утилізованим сировиною, лом не вносить вклад в обсяг викидів CO<sub>2</sub>. Тому при частковій заміні рідкого чавуну брухтом обсяг викидів CO<sub>2</sub> на тонну сталі зменшується, хоча в технології Jet Process для виплавки сталі використовується науглецювач. Наприклад, якщо шихта містить 50% брухту, то загальний обсяг викидів CO<sub>2</sub> зменшується до 1000 кг/т. Таким чином, комбінати можуть суттєво знизити викиди CO<sub>2</sub> або навіть збільшити обсяг виробництва при тому ж обсязі викидів. Пряме введення науглецювача у конвертер дозволяє уникнути втрат при перетвореннях, що робить дану технологію надзвичайно ефективною й продуктивною.

#### *Ресурсозберігаюча технологія відсікання шлаку при випуску металу з конвертера*

Однією з важливих технологічних операцій, що забезпечують підвищення якості виробленої металопродукції, ресурсо- та енергозбереження, є виявлення й відсічення шлаків у ході технологічного переливу металу з конвертера в ківш. Ефективність застосовуваних способів активного впливу на процес перетікання шлакового розплаву в ківш в завершальній стадії випуску плавки багато в чому визначається технічними можливостями механічних систем, призначених для відсікання високоокисненого шлаку. По оцінках різних дослідників кількість шлаків, що потрапляє в ківш, під час випуску сталі з конвертера розподіляється в такий спосіб: 15-20% – на початку випуску, 65-70% – наприкінці, 15-20% – під час повернення конвертера в робоче положення. Особливо важливо організувати відсікання шлаку, що містить багато окислів заліза (а також багато фосфору). У деяких випадках вміст окислів заліза в кінцевому шлаку перевищує 20-30%. Попадання такого шлаку в ківш істотно погіршує умови десульфурації і розкислення. Попадання пічного (конвертерного) шлаку у ківш приводить до підвищеного угару елементів розкислювачів і легуючих, забруднення сталі неметалевими включеннями, можливого переходу фосфору зі шлаку в метал, знижує ефективність процесів десульфурації при обробці, зменшує стійкість футеровки ковша.

#### *Способи підвищення стійкості периклазовуглецевої футерівки конвертера*

Периклазовуглецеві вогнетриви на сьогодні залишаються найкращою розробкою. За рахунок їх застосування за останні 10 років стійкість конвертерів у багатьох країнах значно зросла до 10000-30000 (а у деяких випадках і до 40000-60000) плавок. На стійкість футеровки істотно впливає також дуттьовий 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. 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 окисненого металу, періодично, з частотою до 10 Гц, відкидаються назад, ударяючись об футерівку. 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 дуттьових 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 футерівки 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. Футеровка зношується нерівномірно не тільки в процесі продувки, але й по висоті і перетину конвертера. З метою підвищення ефективності використання футерівки використовують зонну кладку. 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. 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 низькотурбулентної течії шлаку біля вогнетривів.

*Технологія створення захисного гарнісажного шару на футерівці конвертера шляхом роздування кінцевого шлаку*

Наприкінці 90-х років на заводі Індіана Харбор фірми LTV (ЛТВ) уперше застосували технологію роздування шлаку на футерівку кисневого конвертера з периклазовуглецевих вогнетривів у 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. Таким чином, підвищенню стійкості вогнетривкової футеровки конвертера можуть *сприяти наступні заходи*:

1) Заміна руди у якості охолоджувача металобрухтом. Обумовлює зменшення кількості шлаку, вміст у ньому оксиду кремнію, середньої температури ванни в процесі продувки і кількості перегрітих плавок.

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. Це ускладнює масоперенесення  $MgO$  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  $SiO_2$  у сипучих матеріалах і кремнію в чавуні до оптимальної межі. Останнє 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, що призводить до зменшення окислення вуглецю цегли і коливань температури футеровки.

8) Віддалення футеровки від зони струменів кисню і високотемпературного факела. 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  $\sim 0,5$  м, для днищ  $\sim 0,4$  м.

9) Дотримання оптимального дуттьового режиму. Положення фурми повинне забезпечити вміст ( $FeO$ ), достатній для інтенсивного шлакоутворення, але не шкідливий для стійкості футеровки; при надто високому положенні фурми посилюється тепловий вплив на кладку високотемпературного факела і хімічний вплив підвищеного ( $FeO$ ). Перехід до багатоструминних і збільшення кута нахилу струменів обумовлює більш рівномірне газовиділення у ванні, поліпшення шлакоутворення, підвищення стійкості кладки і зміну характеру її зносу. Однак високотемпературні зони, що утворюються під струменями, наближаються до кладки, збільшуючи імовірність її локального зносу.

10) Забезпечення рівномірного введення вапна у ванну не пізніше 6-7 хв. після початку продувки, використання високоякісного вапна ( $CaO \sim 95\%$ ) і підвищення основності кінцевих шлаків до 3,3-3,5.

11) Створення умов для ритмічної роботи конвертера (зменшення числа додувок, простоїв і перегрітих плавок).

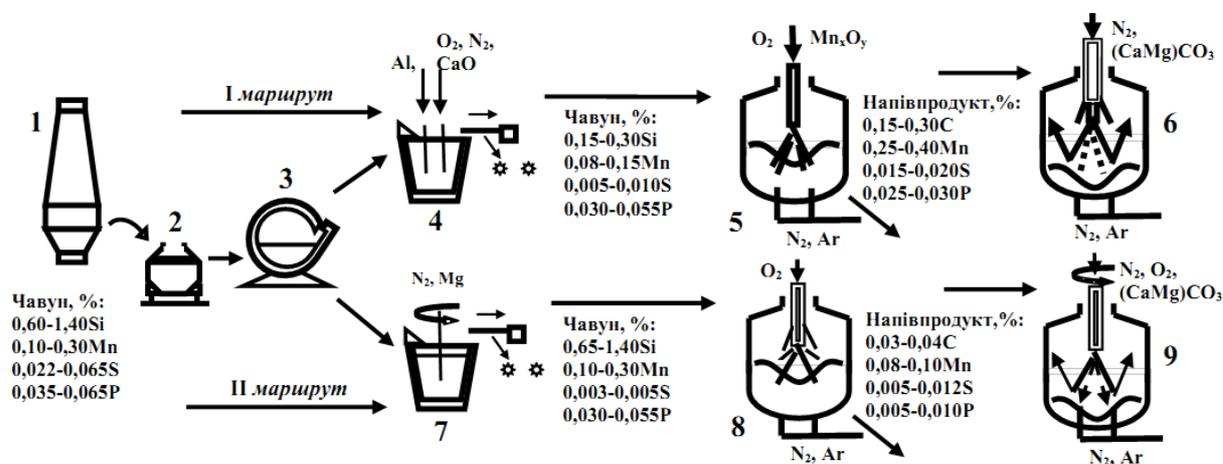
12) Поліпшення конструкції футеровки конвертера.

13) Застосування зондового методу контролю температури і складу в процесі продувки без повалки конвертера, що дозволяє довести кількість плавок без додувок до 90-95%.

14) Розбризування підготовленого (збагаченого  $MgO$ ) кінцевого шлаку на футеровку після зливу з конвертера сталі шляхом вдування газових струменів.

## Перспективні технологічні маршрути конвертерного виробництва сталі в умовах України

На основі аналізу переваг і недоліків сучасних технологічних маршрутів конвертерного виробництва залізвуглецевого напівпродукту, теорії та практики ковшового рафінування чавуну, продувки ванни із рідкофазним відновленням марганецьвміщуючих добавок, формування збагаченого оксидом магнію шлаку та нанесення шлакового гарнісажу на футеровку агрегату, а також конструкцій дуттьових пристроїв та технологічних прийомів, що використовуються, можна пропонувати наступний технологічний маршрут виплавки якісного напівпродукту з метою зниження ресурсо- та енерговитрат конвертерного виробництва з урахуванням особливостей сировинної бази металургійного комплексу України.



1-доменна піч; 2-чавуновізний ківш; 3-міксер; 4-рафінування чавуну по Si та S;  
5,8-конвертерна переробка; 6,9-ошлакування футеровки конвертера;  
7-ковшова десульфурація чавуну

Рисунок 7.1 - Ресурсозберігаючі технологічні маршрути конвертерного виробництва залізвуглецевого напівпродукту

Запропонований ресурсо- та енергозберігаючий технологічний маршрут виробництва залізвуглецевого напівпродукту (0,015-0,020%S; 0,25-0,40%Mn на випуску з конвертера) у сировинних умовах ПАТ «ДМК», що включає (рис., I маршрут) доменну виплавку на шлаках зменшеної основності (1,05-1,10) чавуну, що містить 0,10-0,12%Mn, 0,7-0,9%Si та 0,07-0,10%S, ковшове рафінування чавуну із видаленням Si та S, конвертерну переробку рафінованого чавуну за малошлаковою технологією із рідкофазним відновленням добавок марганцевого концентрату, що вдувається, та газопорошкове нанесення шлакового гарнісажу на футеровку конвертера із вдуванням сирого доломіту через газоохолоджувачу двоярусну гарнісажну фурму. У відповідності з розрахунками матеріально-енергетичного балансу реалізація маршруту забезпечує зменшення питомої витрати коксу на 4,3%, собівартості чавуну на 1,2% та витрат енергії у доменній плавці на 950 МДж/т чавуну. Найменші сумарні витрати (40,63 грн/т) на ковшову обробку чавуну із одночасним видаленням Si та S (до 0,30%Si та 0,010%S) забезпечує вдування сумішей на основі доломітизованого вапна із магнієм углиб

розплаву через дві заглибні фурми. Сумарні енергетичні витрати на ковшове рафінування з видаленням Si та S по запропонованим способам на 48,96-98,42 МДж/т чавуну менше витрат тільки на десульфурацію чавуну (до 0,010%S) за технологією фірми «ESM» (США). У випадку реалізації конвертерної плавки із рідкофазним відновленням порошкоподібного марганцевого концентрату (7,3 кг/т) очікуваний економічний ефект (49,6 грн/т сталі) досягається за рахунок скорочення циклу плавки на 0,5 хв., зменшення витрат чавуну та вапна на 24,8 кг/т та 30 кг/т сталі, марганцевих феросплавів на 3,8 кг/т та плавикового шпату на 0,2-0,4 кг/т сталі відповідно, підвищення виходу рідкого на 0,5% із зменшенням енерговитрат на виробництво залізовуглецевого напівпродукту на 933,0 МДж/т сталі. При реалізації запропонованої технології ошлакування футеровки економічний ефект (19,38 грн/т сталі на рік) досягається за рахунок виключення подавання води на охолодження гарнісажної фурми, заміни міді на рядову вуглецеву сталь для виготовлення наконечника фурми, зниження витрат вогнетривів на 1,21 кг/т сталі, збільшення стійкості футеровки на 5,8%. Очікуване сумарне скорочення енерговитрат по маршруту (рис., I маршрут) у порівнянні із штатною технологією в умовах ПАТ «ДМКД» складає 1,832 ГДж/т сталі (на 6,9%).

## ПИТАННЯ ДО ПІДСУМКОВОГО КОНТРОЛЮ

1. Концепція стійкого розвитку суспільства. Ресурси і навколишнє середовище. Вернадськіанська революція.
2. Розробка і основні принципи стратегії стійкого розвитку суспільства. Енергетика і промисловість.
3. Концепція екологічно чистого виробництва. Принципи і завдання.
4. Глобальний і внутрішній рециклінг відходів.
5. Вторинні вогнетривкі матеріали та їх використання.
6. Відходи агломераційного та доменного виробництва.
7. Відходи сталеплавильного виробництва.
8. Викиди металургійних виробництв.
9. Відходи коксохімічного виробництва та їх використання.
10. Формування і поведінка азотовмісних викидів.
11. Виробництво в металургійних агрегатах попутної продукції. Литі вироби.
12. Основи і перспективи бездоменних методів рідкофазного отримання первинного металу.
13. Майбутнє доменних печей з точки зору енерго- і ресурсозбереження.
14. Відходи збагачення залізних руд.
15. Відходи збагачення марганцевих руд.
16. Ефективність застосування пиловугільного палива в доменних печах.
17. Технології окускування дрібнофракційних рудних матеріалів і промислових відходів. Досвід використання залізо-, вуглець- та флюсовмісних брикетів в різних металургійних агрегатах.
18. Відходи вуглезбагачення.
19. Ефективність застосування відходів пластика в доменних печах.
20. Шлами газоочисток доменних та сталеплавильних печей. Їх використання.
21. Ефективність застосування рідкого палива в доменних печах.
22. Техногенні відходи у схемах рециклінгу.
23. Порівняльна характеристика доменного і твердофазного процесів отримання первинного металу.
24. Порівняльна характеристика доменного та рідкофазного процесів отримання первинного металу.
25. Технології отримання комплексної металургійної сировини з побутових і промислових відходів.
26. Позитивні і негативні сторони питання заміни коксу недефіцитним вугіллям.
27. Ресурсозбереження у киснево-конвертерній плавці.
28. Ресурсозбереження у електродугових процесах.
29. Ресурсо- та енергозбереження у прокатному виробництві.
30. Металургійні заводи з повним циклом та мінізаводи. Їх переваги і недоліки.

# ЗМІСТ ПРАКТИЧНИХ ЗАНЯТЬ

## ПРАКТИЧНА РОБОТА 1

### Вплив вмісту кремнію в чавуні на енергоємність конвертерної плавки

В основу методики розрахунку покладені розрахунки зміни статей теплових балансів та відповідних паливно-енергетичних витрат конвертерної плавки при збільшенні вмісту кремнію в чавуні на 1 кг/т (0,1%).

Основними статтями додаткового надходження теплоти у конвертерній плавці (таблиця 1.1) за умов підвищення вмісту кремнію у чавуні є його окислення (ст.1) та збільшення ентальпії чавуну (ст.2).

Таблиця 1.1 - Зміна енерговитрат на виплавку 1 т сталі у кисневому конвертері при питомих витратах чавуну 0,86 т/т та збільшенні вмісту кремнію на 0,1% (1 кг/т чавуну)

| №  | Статті  | На 1 кг Si в чавуні  |       | На 1 т сталі |       |
|--|---|--|-------|--------------|-------|
|  |   | МДж  | %     | МДж          | %     |
| <b>ЗБІЛЬШЕННЯ ВИТРАТ ТЕПЛОТИ</b>   |   |  |       |              |       |
| 1  | Окислення кремнію<br>$Si + O_2 = SiO_2 + 870,76 \text{ МДж/кмоль}$  | $870,76/28=31,1$   | 48,29 | 26,7         | 48,28 |
| 2  | Підвищення температури чавуну на $24,8^{\circ}\text{C}$   | $24,8 \cdot 0,85=21,1$                                     | 32,76 | 18,1         | 32,73 |
| 3  | Додаткова теплота шлакоутворення  | 2,1  | 3,26  | 1,8          | 3,25  |
| 4  | Теплота окислення Fe із переходом оксидів у шлак з<br>$CaO/SiO_2=3,0:(1+3,0) \cdot (60/28) \cdot (20/80=2,14 \text{ кг. } 3,7; 5,1$<br>теплота окислення Fe до FeO та Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , МДж/кг оксиду                    | $(0,7 \cdot 2,14 + 3,7 + 0,3 \cdot 2,14 \cdot 5,1) = 8,8$  | 13,66 | 7,6          | 13,74 |
| 5  | Зменшення фізичного тепла газу за рахунок зменшення [C], що розчинений у чавуні, ( $0,46 \text{ м}^3$ , температура $1680^{\circ}\text{C}$ ).<br>$1,617$ - теплоємність конвертерного газу, кДж/( $\text{м}^3 \cdot ^{\circ}\text{C}$ ) | $0,46 \cdot 1,617 \cdot 1680/1000=1,3$                     | 2,03  | 1,1          | 2,00  |
| СУМА   |   | 64,4   | 100,0 | 55,3         | 100,0 |
| <b>ДОДАТКОВА ВИТРАТА ТЕПЛОТИ</b>   |   |  |       |              |       |
| 6  | Збільшення витрат теплоти із шлаком ( $1680^{\circ}\text{C}$ ): $(1+3,0) \cdot (60/28) \cdot (100/80)=10,7$ кг. $1,2$ - теплоємність шлаку, кДж/(кг $^{\circ}\text{C}$ )  | $10,7 \cdot 1,2 \cdot 1680/1000=21,6$                      | 32,24 | 18,6         | 32,24 |
| 7  | Недоотримане тепло [C] чавуну ( $0,244$ кг) при окисленні 85% до CO та 15% до CO <sub>2</sub> . $117,8$ - теплота окислення C до CO, кДж/моль   | $(0,15 \cdot 400,4 + 0,85 \cdot 117,8) \cdot 0,244/12=3,2$ | 4,78  | 2,8          | 4,84  |
| 8  | Втрати теплоти у конвертері (1,5% від суми статей)  | $(64,4 - 21,6 - 3,2) \cdot 1,5/100=0,6$                    | 0,90  | 0,5          | 0,87  |
| 9  | Обпалення вапна у ВОЦ із витратою природного газу (ПГ) $0,19 \text{ м}^3/\text{кг}$ вапна.<br>Додаткові витрати CaO: $3,0 \cdot 60/28=6,42$ кг.<br>$34$ - теплота згорання ПГ, МДж/м <sup>3</sup>                                       | $6,42 \cdot 0,19 \cdot 34=41,6$                            | 62,08 | 35,8         | 62,05 |
| СУМА   |   | 67,0   | 100,0 | 57,7         | 100,0 |
| Збільшення витрат теплоти на виплавку 1 т сталі з врахуванням обпалення вапна  |   | 2,6  |       | 2,4          |       |
| Загальне збільшення витрат теплоти на металургійному підприємстві на 1 т сталі |   | 40,0   |       | 34,6         |       |

Прийнято, що втрати тепла під час транспортування чавуну складають 13% та його температура перед конвертером збільшується (за умов ведення доменної

плавки) на  $0,87 \cdot 28,6 = 24,8$  °C/кг [Si]. Під час розрахунків теплоти окислення додаткового заліза (ст.4) прийнято, що 30% заліза окислюється до Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, а 70% - до FeO при вмісті оксидів заліза у шлаку 20%. Поряд із додатковими витратами тепла із шлаком (ст. 6) враховано зниження надходження тепла за рахунок скорочення кількості вуглецю у чавуні (ст.7) та скорочення втрат фізичного тепла із газами, що відходять (ст.5). При питомих витратах чавуну 860 кг/т сталі додаткове надходження тепла безпосередньо у конвертерну плавку складе 33,4 МДж/т сталі на кожні 0,1% Si у чавуні.

Таблиця 1.2 - Зміна умов виплавки 1 т сталі у кисневому конвертері

| № варіанту | Зміна вмісту [Si], % | Садка конвертера (X), т | Витрати природного газу на обпалення додаткового вапна, м <sup>3</sup> /кг |
|------------|----------------------|-------------------------|--|
| 1          | + 0,12               | 300                     | 0,21   |
| 2          | - 0,14               | 330                     | 0,24   |
| 3          | + 0,16               | 250                     | 0,23   |
| 4          | - 0,11               | 130                     | 0,25   |
| 5          | + 0,18               | 160                     | 0,30   |
| 6          | - 0,2                | 300                     | 0,14   |
| 7          | + 0,3                | 330                     | 0,16   |
| 8          | - 0,19               | 250                     | 0,23   |
| 9          | + 0,25               | 130                     | 0,21   |
| 10         | + 0,12               | 160                     | 0,24   |
| 11         | - 0,14               | 300                     | 0,23   |
| 12         | + 0,16               | 330                     | 0,25   |
| 13         | - 0,11               | 250                     | 0,30   |
| 14         | + 0,18               | 130                     | 0,14   |
| 15         | - 0,2                | 160                     | 0,16   |
| 16         | + 0,3                | 300                     | 0,23   |
| 17         | - 0,19               | 330                     | 0,21   |
| 18         | + 0,25               | 250                     | 0,24   |

У той же час, з врахуванням витрат тепла на обпалення додаткового вапна, яке необхідне для забезпечення заданої основності шлаку, вказане надходження тепла скасовується та становиться навіть відмінним.

Для обпалення 1 т вапна у обертових печах вапняно-обпалювального цеху (ВОЦ) зазвичай витрачається 190 м<sup>3</sup> природного газу. У такому випадку додаткові витрати теплової енергії на виплавку 1 т сталі складуть 2,4 МДж.

Таким чином, підвищення вмісту кремнію в чавуні збільшує витрати тепла на виплавку чавуну, але приносить додаткове тепло в сталеплавильний процес в кількості 19,8 МДж/т чавуну кожні 0,1% [Si]. Тим не менш, в загальному тепловому балансі системи «доменна піч - кисневий конвертер» збільшення

вмісту кремнію в чавуні веде до перевитрати теплової енергії на 2,94 МДж/т сталі на кожні 0,1% [Si].

*Приклад розрахунку.*

Розрахувати зміну енерговитрат на виплавку 1000 т сталі при збільшенні вмісту кремнію у переробному чавуні на 0,1% (1 кг/т чавуну) при питомих витратах чавуну 0,86 т/т.

В основу аналізу стадії «конвертерна плавка» покладено розрахунок змін статей теплового балансу (табл.1.1) плавки. Результати розрахунків зведено у таблицю.

**Висновки.** Таким чином, збільшення витрат теплоти на виплавку 1000 т сталі у схемі ДП-ККЦ-ВОЦ при збільшенні вмісту кремнію у переробному чавуні на кожні 0,1% (1 кг/т чавуну) складе:

$$34,6 \text{ МДж/кг} \cdot 1000 \text{ кг Si} = 34600 \text{ МДж} = 34,6 \text{ ГДж.}$$

*Завдання для індивідуальних розрахунків.*

Відповідно до вихідних даних таблиці 1.2 розрахувати зміну енерговитрат на добову виплавку сталі у кисневому конвертері за умов 20 плавок на добу, при змінах вмісту кремнію у переробному чавуні. Вихід придатного - 90%. Зробити висновки.

## ПРАКТИЧНА РОБОТА 2

### Розрахунок загальної енергоємності металевого лому

Одним з найважливіших шихтових матеріалів сучасних сталеплавильних процесів залишається металобрухт. Металобрухт акумулює енергетичні витрати на стадіях його заготівлі, складування, транспортування, підготовки до плавки. Дані, що характеризують рівень та структуру енерговитрат на основні види підготовки брухту наведено у таблиці 2.1.

Таким чином, сумарні енерговитрати складають 0,1-0,23 МДж/кг. Орієнтовно перевезення та складування вимагають ще 0,1-0,23 МДж/кг. Таким чином, сумарні енерговитрати складають 0,2-0,3 МДж/кг, тобто близько 1% від енерговитрат на отримання переробного чавуну у доменній плавці.

Таблиця 2.1 - Витрати первинної енергії на підготовку металобрухту

| Стаття витрат  | Од. виміру     | Витрати первинної енергії | Види підготовки брухту |                      |                   |                      |                |                      |
|----------------|----------------|---------------------------|------------------------|----------------------|-------------------|----------------------|----------------|----------------------|
|                |                |                           | Пакування              |                      | Механічне різання |                      | Газове різання |                      |
|                |                |                           | Пит. витрати           | Витрати пит. енергії | Пит. витрати      | Витрати пит. енергії | Пит. витрати   | Витрати пит. енергії |
|                | МДж/од.        | од./т                     | МДж/од.                | од./т                | МДж/од.           | од./т                | МДж/од.        |                      |
| Електроенергія | Вт год         | 11,25                     | 19,3                   | 217,2                | 18,0              | 203,0                | 1,1            | 12,4                 |
| Гас            | кг             | 40,0                      | 0,165                  | 6,6                  | -                 | -                    | 1,1            | 44,0                 |
| Кисень         | м <sup>3</sup> | 6,8                       | 0,984                  | 6,7                  | -                 | -                    | 7,37           | 50,0                 |
| Усього         |                | -                         | -                      | 230,5                | -                 | 203,0                | -              | 106,4                |

#### *Приклад розрахунків.*

Середня енергоємність металобрухту складає 0,20 МДж/кг. В той же час, при розрахунках енерговитрат первинної енергії на 1 кг брухту необхідно враховувати також його хімічний тепловміст, тобто теоретичні енерговитрати на відновлення з оксидів усіх елементів, що входять до складу брухту (у тому числі і заліза).

Внутрішній енерговміст брухту розраховується як сума його фізичного та хімічного тепловмісту. Фізичний тепловміст металобрухту:

$O_{\phi} = C_{\text{тв}} \cdot t_0$ , де  $C_{\text{тв}}$  - питома теплоємність металобрухту, МДж/кг °С;  $t_0$  - температура металобрухту, °С.

Наприклад, для брухту, що має температуру 20°С:  $O_{\phi} = 0,7 \cdot 20 = 14$  МДж/кг.

Хімічний тепловміст брухту, що визначається як витрати енергії на відновлення усіх елементів з вищих оксидів, з врахуванням ентальпій відповідних реакцій та забруднень (Т, %), що зменшують його хімічний енерговміст, визначається за виразом:

$$E_{\text{п}} = O_{\phi} + (1 - Z/100) \cdot (7345 + 274,5 \cdot \%C + 196,5 \cdot \%Si + 21,4 \cdot \%Mn + 124,5 \cdot \%P).$$

Наприклад, для брухту, що містить 0,2% вуглецю, 0,1% кремнію, 0,5%

марганцю, 0,03% фосфору, при ступеню забруднення 5% повний енерговміст складе - 7076 кДж/кг.

Витрати первинної енергії складуть:

$$C = 7,076 + 0,2 = 7,276 \text{ МДж/кг.}$$

Це складає приблизно 30% від первинних енерговитрат на отримання переробного чавуну (20-23 МДж/кг).

Завдання для індивідуальних розрахунків.

Розрахувати повний внутрішній енерговміст металобрухту різного хімічного складу, температури та витрати первинної енергії для брухту згідно даних таблиці 2.2.

Таблиця 2.2 – Характеристика металобрухту

| № вар. | Хімічний склад, % |      |      |       | Температура брухту, °С | Забруднення брухту, % | Енерговитрати на підготовку, МДж/кг |
|--------|-------------------|------|------|-------|------------------------|-----------------------|-------------------------------------|
|        | С                 | Si   | Mn   | P     |                        |                       |                                     |
| 1      | 0,21              | 0,1  | 0,2  | 0,03  | 15                     | 5                     | 0,21                                |
| 2      | 0,22              | 0,6  | 0,6  | 0,025 | 25                     | 6                     | 0,22                                |
| 3      | 0,23              | 0,4  | 0,7  | 0,024 | 36                     | 7                     | 0,23                                |
| 4      | 0,24              | 0,7  | 0,9  | 0,01  | 45                     | 8                     | 0,24                                |
| 5      | 0,25              | 1,2  | 1,2  | 0,014 | 100                    | 9                     | 0,25                                |
| 6      | 0,14              | 1,1  | 5,2  | 0,025 | 250                    | 4                     | 0,26                                |
| 7      | 0,18              | 1,5  | 6,7  | 0,03  | 180                    | 3                     | 0,27                                |
| 8      | 0,4               | 0,25 | 10,0 | 0,025 | 400                    | 2                     | 0,28                                |
| 9      | 0,20              | 0,68 | 12,0 | 0,024 | 600                    | 5                     | 0,29                                |
| 10     | 0,17              | 0,64 | 11,0 | 0,01  | 25                     | 6                     | 0,30                                |
| 11     | 0,18              | 0,47 | 0,29 | 0,014 | 20                     | 7                     | 0,21                                |
| 12     | 0,09              | 0,75 | 0,89 | 0,025 | 150                    | 8                     | 0,22                                |
| 13     | 0,08              | 0,36 | 0,67 | 0,03  | 15                     | 9                     | 0,23                                |
| 14     | 0,26              | 0,38 | 3,0  | 0,025 | 25                     | 4                     | 0,24                                |
| 15     | 0,28              | 0,4  | 5,0  | 0,024 | 36                     | 3                     | 0,25                                |
| 16     | 0,18              | 0,7  | 14,0 | 0,01  | 45                     | 2                     | 0,26                                |
| 17     | 0,4               | 1,2  | 0,28 | 0,014 | 100                    | 8                     | 0,27                                |
| 18     | 0,20              | 1,1  | 0,36 | 0,025 | 250                    | 9                     | 0,28                                |
| 19     | 0,17              | 1,5  | 0,34 | 0,011 | 180                    | 4                     | 0,29                                |
| 20     | 0,5               | 0,25 | 0,89 | 0,023 | 500                    | 3                     | 0,30                                |

## ПРАКТИЧНА РОБОТА 3

### Розрахунок видалення домішок зі сталі у шлак

Ефективність рафінування сталі шлаком у киснево-конвертерному процесі як у звичайній, так і при двошлаковій технології ведення плавки, визначається кількістю взаємодіючого шлаку (% від маси металу) та його властивості поглинати включення, які видаляються з металу. Останнє характеризується коефіцієнтом розподілу включень між шлаком та металом.

Повнота видалення включень характеризується кінцевим остаточним вмістом включень в металі та відношенням кількості видалених включень до початкового вмісту, яке називають ступенем рафінування:

$$\Delta E = ([E]_{\text{н}} - [E]_{\text{к}}) / [E]_{\text{н}}$$

де  $[e]_{\text{н}}$ ,  $[e]_{\text{к}}$  - відповідно початковий та кінцевий вміст включень.

На практиці розрахункові формули для можливого ступеня рафінування металу шлаком можуть бути отримані з рівнянь балансу включення, яке розглядають в системі «метал-шлак». При одношлаковому процесі рівняння має вигляд:

$$[E]_{\text{ш}} = [E]_{\text{к}} + 0,01Ш[E]_{\text{к}}$$

Тому що  $[E]_{\text{к}} = L_E [E]_{\text{ш}}$ , де  $L_E$  - коефіцієнт розподілу, який виражений відношенням  $(E)/[E]_{\text{к}}$ , балансове рівняння, що вирішене відносно кінцевого вмісту включень в металі, має вигляд:

$$[E]_{\text{к}} = \frac{E_{\text{ших}} - E_{\text{сп}} \pm E_{\text{г}}}{1 + 0,01ШL_E}$$

де  $E_{\text{ших}}$ ,  $E_{\text{сп}}$ ,  $E_{\text{г}}$  - відповідно кількість включень, які внесені усіма шихтовими матеріалами та добавками в процесі плавки, видалених зі спускним шлаком, поглинена з газової фази (+) чи видалений в газову фазу (-), % від маси металу; Ш - кількість шлаку, %.

В сталеплавильних процесах можливі спуск та наведення нового шлаку. Якщо прийняти, що на кожній стадії використовується однакова кількість шлаку, досягаються однакові значення коефіцієнтів розподілення, а шлак після кожної стадії повністю відокремлюється від металу, то можливо записати:

$$[E]_{\text{к}} = \frac{[E]_{\text{ших}}}{(1 + 0,01Ш_0 L_E)^{n+1}}$$

де  $Ш_0$  - одноразова порція шлаку, %;  $n$  - кількість операцій спуску і наведення шлаку.

Як правило, відокремлюються одно-, рідко двократним оновленням шлаку. Для цього у випадку різних значень Ш і  $L_E$  у двох окремих стадіях процесу користуються балансовим рівнянням:

$$[E]_к = \frac{[E]_{ших}}{(1 + 0,01Ш_{0,1}L_{E,1})(1 + 0,01Ш_{0,2}L_{E,2})}$$

$Ш_{01}Ш_{02}$  - кількість шлаку на першій та другій стадії процесу;  $L_{E1}$  і  $L_{E2}$  - коефіцієнт розподілення включень між шлаком та металом в окремих стадіях процесу.

$Ш \cdot L_E$  - називають показником рафінуючої властивості або рафінуючим потенціалом шлаку  $k_{шл}$ :  $k_{шл} = Ш \cdot L_E$ . Він може бути корисним для аналізу технології різних сталеплавильних процесів.

Для аналізу впливу ряду технологічних факторів на дефосфорацію з точки зору термодинаміки процесу можна використовувати константу рівноваги реакції окислення фосфору, яка за даними Вінклера та Чіпмена дорівнює:

$$\lg K_p = \frac{a_{(CaO)_4P_2O_5}}{[\%P]^2 a_{(FeO)}^5 a_{(CaO)}^4} = \frac{40067}{T} - 15,06$$

Тоді при рівновазі металу зі шлаком:

$$[\%P] = \sqrt{\frac{a_{(CaO)_4P_2O_5}}{k_p a_{(FeO)}^5 a_{(CaO)}^4}}$$

При встановленні режиму дефосфорації необхідно брати до уваги можливе відновлення фосфору під час розкислення, легування, випуску та розливання металу. Воно залежить від кількості та виду додаваних феросплавів, а також від вмісту у них фосфору. Відновлення фосфору зі шлаку виникає внаслідок зменшення вмісту  $FeO$  та основності шлаку через чад феросплавів та розмиву футерівки ковша.

Зміна вмісту фосфору в металі у результаті його відновлення зі шлаку  $\Delta[P]_{вш}$  можна визначити із залежності:

$$\Delta [P]_{вш} = 0,437 \cdot 10^{-4} Ш (P_2O_5) \omega,$$

де Ш - кількість шлаку, контактуючого з металом в період розкислення та легування, %;  $(P_2O_5)$  - початковий вміст  $P_2O_5$  в шлаку, %;  $\omega$  - ступінь відновлення фосфору шлаку в період розкислення, %.

Ступінь відновлення в середньому 5% при розкисненні тільки феромарганцем: при розкисненні спокійної сталі досягає 35% та легової сталі 75%, якщо не застосовують засоби проти дефосфорації.

Завдання для індивідуальних розрахунків.

3.1 Визначити кінцевий вміст сірки в металі  $[\%S]$  при значеннях коефіцієнта розподілу сірки який дорівнює 3; 6; 9, якщо  $Ш=10\%$ ,  $S_{сп}=0$ ;  $S_{г}=0$ ;

$$S_{\text{ших}}=0,055\%.$$

3.2 При якій кількості шлаку можна вдвічі знизити вміст сірки в металі, якщо  $S_{\text{ших}}=0,05\%$ ;  $L_s=8$ ;  $S_{\text{СП}}=0$ ;  $S_{\Gamma}=0$ ?

3.3 Визначити, при якому вмісті сірки у вапні, витрата якого складає 5%, ступінь десульфурації за плавку буде рівна нулю, якщо  $S_{\text{ших}}=0,04\%$ ;  $L_s=5$ ;  $S_{\text{Ш.}}=0$ ;  $S_{\Gamma}=0$ ;  $\text{Ш}=10\%$ .

3.4 У скільки разів збільшиться ступінь десульфурації при однократному спуску і наведенні нового шлаку в кількості 5%, в порівнянні з процесом без спуску шлаку при його кількості 5%, якщо  $S_{\text{ших}}=0,5\%$ ;  $L_s=8$ ?

3.5 У скільки разів збільшиться ступінь десульфурації металу при однократному спуску і наведенні нового шлаку в кількості 5%, в порівнянні з процесом без спуску шлаку, але з тією ж кількістю шлаку, якщо  $S_{\text{ших}}=0,05\%$ ;  $L_s=8$ ?

3.6 При вмісті сірки у шихті 0,06%,  $L_s=6$  та загальній кількості шлаку 12%, визначити вміст сірки у кінці плавки при роботі на одному шлаку, з одно- та двократним його спуском та наведенням.

3.7 Визначити кінцевий вміст сірки в сталі, при роботі без спуску шлаку, з одно- та двократним спуском, якщо  $S_{\text{ших}}=0,06\%$ ;  $L_s=8$ , а загальна кількість шлаку 15%.

3.8 Яка кількість шлаку необхідна для зниження вдвічі вмісту сірки в сталі при роботі без спуску шлаку, з одно- та двократним його спуском та наведенням, якщо  $S_{\text{ших}}=0,06\%$ ;  $L_s=8$ ?

3.9 Визначити необхідну кількість для десятикратного зниження вмісту фосфору в сталі при роботі без спуску шлаку, з одно- та двократним його спуском та наводкою, якщо  $S_{\text{ших}}=0,3\%$ ;  $L_p=50$ ?

3.10 Визначити кінцевий вміст фосфору в сталі при роботі без спуску шлаку, з одно- та двократним його спуском, якщо  $S_{\text{ших}}=0,3\%$ ;  $L_p=50$ . Загальна кількість шлаку 9%.

3.11 При постійних значеннях  $S_{\text{ших}}=0,3\%$  та  $L_p=100$  визначити вміст фосфору в металі перед розкисленням при кількості шлаку відповідно 8; 12; 16%.

3.12 При якій кількості шлаку можна в 10 разів знизити вміст фосфору в металі перед розкисленням, якщо його вміст у шихті 0,2%;  $L_p=50$ ?

3.13 Визначити допустимий вміст фосфору у вихідній шихті, якщо необхідно отримати в металі перед розкисленням  $[\%P]=0,02$  при кількості шлаку 10% та  $L_p=50$ .

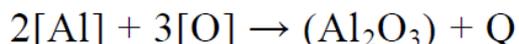
3.14 Знайти загальну кількість шлаку для його двократного наведення в рівних кількостях, щоб отримати в металі перед розкисленням  $[\%P]=0,015$  при  $L_p=50$  в обох шлаках,  $P_{\text{ших}}=0,8\%$ .

## ПРАКТИЧНА РОБОТА 4

### Розрахунок присадок процесу обробки сталі на УКП

**Розкислення.** Для розкислення сталі у ковші-печі, у найбільш поширеному випадку, використовують алюміній, який вводять у ківш у вигляді дроту за допомогою трайб-апарату.

Алюміній - дуже потужний розкислювач, який контролює активність кисню в рідкій сталі згідно із хімічною реакцією:



для якої константа рівноваги дорівнює:

$$K_{Al-O} = \frac{a_{Al_2O_3}}{a_O^3 \cdot a_{Al}^2}$$

де

$$\log K_{Al-O} = \frac{62,780}{T} - 20,5$$

Перероблене рівняння в залежності від активності кисню дає:

$$a_O = \sqrt[3]{\frac{a_{Al_2O_3}}{a_{Al}^2 \cdot K_{Al-O}}}$$

Припустимо, що в початковому складі сталі міститься 400 ppm кисню і відсутній алюміній. При добавках алюмінію, алюміній і кисень будуть вступати в реакцію з утворенням  $Al_2O_3$ . Враховуючи стехіометрію, 2 атома Al (54 масових одиниці) вступають в реакцію з 3-ма атомами кисню (48 масових одиниці). Отже, необхідна процентна вага алюмінію для розкислення складе:

$$\%Al_{розкисл} \approx \frac{54}{48} [\%O]_{вих.}$$

При розрахунках загального необхідного алюмінію це значення повинно бути додано до наміченого (або кінцевого) вмісту Al в сталі.

Приклад розрахунку № 1.

Сталь в 250-тонному ковші, що містить 450 ppm кисню (0,045%), на випуску розкисляється алюмінієм. Враховуючи ступінь засвоєння Al = 60%, а необхідний вміст Al = 0,04%, розрахувати кількість необхідної легуючої добавки з 98% Al.

Кількість алюмінію на розкислення складе  $(54/48) \cdot 0,045\% = 0,051\%$   
+ необхідний алюміній 0,040%

= загальна необхідна кількість алюмінію 0,091%  
 Тепер використаємо рівняння для розрахунку маси легуючої добавки.

$$m_{Al} = \frac{100\% \times 0.091\% \times 250.000 \text{ кг}}{98\% \times 60\%} = 386 \text{ кг}.$$

**Елементарні добавки.** В простому випадку, коли в сталерозливальний ківш вводиться чистий елемент, маса необхідних добавок  $m_{\text{добав}}$ . Розраховується за виразом:

$$m_{\text{добав}} = \frac{\Delta\%X \times \text{маса сталі}}{100\%}$$

де  $\Delta\%X$  - це необхідне збільшення у % X ( $\%X_{\text{необх}} - \%X_{\text{тек}}$ )

Приклад розрахунку № 2.

Скільки елементарного № повинно бути добавлено у 250000 кг сталі у сталювці з початковим вмістом  $[\text{Ni}] = 0,01\%$ , для отримання необхідного складу сталі з  $[\text{Ni}] = 1,0\%$ ?

$$m_{\text{добав}} = \frac{(1,0 - 0,01)\% \times 250.000 \text{ кг}}{100\%} = 2,475 \text{ кг}$$

### Введення комплексних легуючих матеріалів

У багатьох випадках більш практично (економічно) здійснювати легування шляхом "master alloys" (комплексного введення), ніж чистих елементів. В таких випадках в суміші враховується кількість необхідного елемента. "Ступінь засвоєння" - кількість елемента, який фактично збільшується в рідкому металі замість того, щоб виділятися в шлак і т.д. - теж повинен враховуватися при розрахунках.

$$m_{\text{добав}} = \frac{100 \times \Delta\% \times \text{маса сталі}}{\% \text{ засвоєння} \times \text{вміст елемента в добавці}}$$

Приклад розрахунку № 3.

У 250-тонному сталювці міститься ( $[\text{Mn}]_c$ ) 0,12% Mn на випуску. Скільки високовуглецевого феромарганцю (НСFeMn) повинно бути додано для отримання 1,4% Mn.

З врахування того, що НСFeMn містить 76,5% Mn, а типовий ступінь засвоєння Mn складає 95% отримуємо:

$$m_{\text{НСFeMn}} = \frac{100\% \times (1,4 - 0,12)\% \times 250.000 \text{ кг}}{76,5\% \times 95\%} = 4,403 \text{ кг}.$$

### Приріст інших елементів

При введенні суміші легуючих також важливо приймати до уваги і, якщо необхідно, розраховувати вплив інших компонентів на загальний хімічний склад сталі. Кількість приросту (збільшення) даного елемента знаходиться за

переробленим рівнянням:

$$\Delta\% \tilde{O} = \frac{m_{\text{аіааа}} \times \% \tilde{O} \text{ а нòі³ø³} \times \text{нòòі³іі} \text{ çàñàіаііу} \text{ аё-òà} \tilde{O}}{100 \times \tilde{I}ñ}$$

Приклад розрахунку № 4.

В попередньому прикладі розрахувати кількість прирощеного вуглецю. Нехай НСFeMn містить 6,5% С зі ступенем засвоєння 95%, тоді:

$$\Delta\%C = \frac{4,403 \text{ кг} \times 6,5\% \times 95\%}{100\% \times 250,000 \text{ кг}} = 0,056\%C$$

Ясно, що таке збільшення вуглецю може бути критичним для деяких низьковуглецевих та особливо низьковуглецевих марок сталі. В таких випадках необхідно використовувати більш дорогі низьковуглецеві або високочисті суміші феромарганцю.

Завдання для індивідуальних розрахунків

Розрахувати витрати коригуючих добавок для отримання сталі заданої марки згідно даних таблиці 4.1.

Таблиця 4.1 – Вихідні дані для індивідуальних розрахунків

| № вар | [O], % | [Al], % | Мс, т | [Mn]с, % |
|-------|--------|---------|-------|----------|
| 1     | 400    | 0,05    | 220   | 0,01     |
| 2     | 330    | 0,06    | 190   | 0,02     |
| 3     | 390    | 0,055   | 230   | 0,03     |
| 4     | 560    | 0,045   | 250   | 0,04     |
| 5     | 600    | 0,046   | 300   | 0,05     |
| 6     | 450    | 0,048   | 280   | 0,06     |
| 7     | 550    | 0,049   | 140   | 0,07     |
| 8     | 580    | 0,056   | 160   | 0,08     |
| 9     | 590    | 0,046   | 260   | 0,09     |
| 10    | 650    | 0,047   | 290   | 0,1      |

## ПРАКТИЧНА РОБОТА 5

### Розрахунок вакуумування сталі

Найпростішим є спосіб вакуумування сталі у сталерозливальному ковші. Найкращі результати при цьому досягаються при вакуумуванні нерозкисленого металу. Розчинений у металі кисень реагує при вакуумуванні із розчиненим у металі вуглецем, ванна скипає, крім того з металу видаляється водень та азот.

На сьогодні до найбільш досконалих промислових способів вакуумування відносять циркуляційне (РН-процес) та порційне (ДН-процес) вакуумування.

При циркуляційному вакуумуванні - вакуумна камера має два патрубка, що занурені у метал, при цьому порція металу засмоктується у камеру. По одному патрубку подають інертний газ, у результаті чого метал по ньому направляється доверху, у вакуум-камеру, по іншому - стікає у ківш, циркулюючи таким чином через установку.

При порційному вакуумуванні - метал під впливом феростатичного тиску засмоктується у вакуумну камеру, яка через визначені періоди часу підіймається, випускаючи порцію металу у ківш, потім процес повторюється.

Масу металу, що оброблюється у вакууматорі за один цикл можна визначити за виразом:

$$M_{\text{ц}} = 0,01 \cdot V_{\text{к}} \cdot a \cdot \rho$$

Необхідну кількість робочих циклів у камері вакууматора можна визначити за виразом:

$$Z_{\text{ц}} = n \cdot G_{\text{к}} / M_{\text{ц}}$$

Тривалість обробки рідкої сталі на вакууматорі визначають по формулі:

$$t = Z_{\text{ц}} \cdot \tau / 60$$

Із використанням наведених виразів знаходимо, що тривалість обробки сталі у вакууматорі складе 13,3 хв.

Маса металу, що обробляється у вакууматорі за один робочий цикл, визначається за виразом:

$$M_{\text{ц}} = n \cdot G_{\text{к}} / Z_{\text{ц}}$$

Необхідну місткість вакууматора визначають за виразом:

$$V_{\text{к}} = M_{\text{ц}} / 0,01 \cdot \rho \cdot a.$$

Приклад розрахунку № 1.

Визначити тривалість обробки рідкої сталі та кількість робочих циклів у камері вакууматора ємністю  $V_{\text{к}}=4,5$  м, яка за кожний робочий цикл заповнюється на  $a=73\%$ . Маса рідкого металу у ковші  $G_{\text{к}}=160$ т, щільність рідкої сталі  $\rho=7000$  кг/м .

З використанням відповідних виразів знаходимо, що метал проходить трьохкратний цикл обробки у вакууматорі ( $n=3$ ), тривалість робочого циклу (підймання-опускання камери)  $\tau=38$  сек.

### *Приклад розрахунку № 2.*

Який обсяг камери  $V_k$  повинен мати порційний вакууматор, якщо ємність ковша  $G_k=160$ т, ступінь заповнення камери металом  $a=73\%$ , кратність обробки металу вакуумом  $p=3$ , кількість робочих циклів  $Z_{ц}=20$ . Щільність рідкої сталі  $\rho=7000$  кг/м<sup>3</sup>.

Із використанням відповідних виразів знаходимо, що камера порційного вакууматора повинна мати обсяг 4,7 м .

Завдання для індивідуальних розрахунків.

5.1. Визначити тривалість обробки рідкої сталі та кількість робочих циклів у камері вакууматора ємністю 5,6 м<sup>3</sup>, яка за кожний робочий цикл заповнюється на 78%. Об'єм рідкого металу у 230-т ковші 94% від ємності ковша. Метал проходить двократний цикл обробки у вакууматорі, тривалість робочого циклу 41 сек, щільність рідкої сталі  $\rho=7000$  кг/м<sup>3</sup>.

5.2 Який обсяг камери повинен мати порційний вакууматор, якщо ємність ковша 250 т, ступінь заповнення камери металом 81%, кратність обробки металу вакуумом 5, кількість робочих циклів 24. Щільність рідкої сталі  $\rho=7000$  кг/м<sup>3</sup>.

5.3 Визначити необхідну кількість робочих циклів у камері вакууматора, якщо висота робочої камери 2,5 м, діаметр 1,4 м; метал піддають чотирьохкратній обробці; ємність ковша 200 т. Перші два робочі циклу камера заповнюється металом на 2/3 від загального об'єму; наступні два циклу - на % від загального об'єму камери.

5.4 Визначити тривалість підйому рівня металу у вакууматорі, якщо тривалість опускання металу складає 1/3 від загального робочого циклу. Тривалість обробки рідкої сталі 12 хв, при чотирьохкратній обробці. Ківш ємністю 210 т заповнений на 95% обсягу. Степінь заповнення камери вакууматора металом - 71%.

## ВИКОРИСТАНА ТА РЕКОМЕНДОВАНА ЛІТЕРАТУРА

### Основна:

1. Семакова В. Б., Руських В. П. Теорія та технологія використання вторинних ресурсів у аглодоменному виробництві : навчальний посібник для студентів спеціальності «Металургія чорних металів». Маріуполь : ПДТУ, 2005. 105 с.
2. Комплексна державна програма енергозбереження України. URL: <https://ips.ligazakon.net/document/FIN41650> (дата звернення: 03.10.2022).
3. Дзядичевич Ю. В. Економічні основи ресурсозбереження : навч. посіб. Тернопіль : Вектор, 2015. 76 с.
4. Сігарьов Є. М. Технології ресурсозбереження в металургії : конспект лекцій для освітньо-професійної програми підготовки магістрів за напрямом 136 Металургія (Частина 1). Кам'янське : ДДТУ, 2018. 80 с.
5. Мельник Я. В. Енергозберігаючі технології як основа для підвищення конкурентоспроможності гірничо-металургійної продукції. Інвестиції : практика та досвід. 2011. №14. С. 72–76.
6. Фурдичко Л. Є., Скварко Ю. В. Сучасний стан та перспективи металургійної галузі України : фінансові показники розвитку, експорт-імпорт продукції. Соціально-економічні проблеми сучасного періоду України : зб. наук. пр. 2016. Вип. 3(119). С. 102–106.
7. Тарасенко О. Ю. Стратегічний розвиток металургійної галузі України на основі підвищення інноваційного потенціалу. Менеджер. 2014. №2(68). С. 114–118. Режим доступу: [http://nbuv.gov.ua/UJRN/Nzhm\\_2014\\_2\\_22](http://nbuv.gov.ua/UJRN/Nzhm_2014_2_22)
8. Пилипенко А. А. Стратегічні напрямки підприємств металургійної галузі. Ефективна економіка. 2014. №1. Режим доступу: [http://nbuv.gov.ua/UJRN/efek\\_2014\\_1\\_59](http://nbuv.gov.ua/UJRN/efek_2014_1_59)
9. Sehliselo Ndlovu, Geoffrey S. Simate, Elias Matinde. Waste production and utilization in the metal extraction industry. CRC Press, 2020. 532 p.
10. Ernst Worrell, Markus Reuter. Handbook of recycling. Elsevier, 2014. 600 p.
11. Byhong Hocheng, Mital Chakankar, Umesh Jadhav. Biohydrometallurgical recycling of metals from industrial wastes. CRC Press, 2017. 226 p.
12. Абашина К. О., Хандогіна О. В. Конспект лекцій з навчальної дисципліни «Утилізація промислових відходів». Харків. нац. ун-т міськ. госп-ва ім. О. М. Бекетова. Харків : ХНУМГ ім. О. М. Бекетова, 2016. 58 с.
13. Рудь В. Д., Баглюк Г. А., Гальчук Т. Н. Технологічні процеси утилізації відходів машинобудівного виробництва : навчальний посібник. Луцьк : РВВ Луцького НТУ, 2014. 263с.
14. Гальчук Т. Н., Рудь В. Д. Використання відходів машинобудівного виробництва для виготовлення деталей триботехнічного призначення: монографія. Луцьк : РВВ ЛНТУ, 2013. 214 с.

### Додаткова:

1. Рижков В. Г. Ресурсозберігаючі технології і раціональне природокористування : методичні вказівки до практичних занять і контрольні завдання. Запоріжжя : ЗДІА, 2004. 28с.
2. Rao S. R. Resource recovery and recycling from metallurgical wastes. Elsevier science, 2006. 580 p.
3. Рябічева Л. О., Циркін А.Т. Технологія матеріалів з відходів виробництва : навчальний посібник. Луганськ : вид-во СНУ ім. В. Даля, 2004. 168 с.
4. Радовенчик В. М., Гомеля М.Д. Тверді відходи: збір, переробка, складування. Київ : Кондор, 2010. 549 с.
5. Управління та поводження з відходами: підручник / Т.П. Шаніна та ін. Одеса : ОДПУ, 2011. 258 с.
6. Орфанова М. М. Утилізація та рекуперація відходів : конспект лекцій / Івано-Франківськ : ІФНТУНГ, 2010. 100 с.
7. Міщенко В. С., Виговська Г. П. Організаційно-економічний механізм поводження з відходами в Україні та шляхи його вдосконалення. Київ : Наукова думка, 2009. 295 с.
8. Колобов Г. О., Кириченко О. Г., Мосейко Ю. В., Павлов В. В., Панова В. О. Вилученні літію та інших металів з відпрацьованих акумуляторних батарей / *Металургія*. 2019. Т. 1. № 1. С. 20-25.
9. Шайтанов І. В., Кириченко О. Г. Виплавка алюмосилікомарганцю з техногенних і вторинних ресурсів. *Збірник наукових праць магістрантів факультету металургії ІІ ЗНУ*. Випуск 1 (15). Запоріжжя : ІІ ЗНУ, 2019. С. 15-19.
10. Дмитрієв П. С., Кириченко О. Г. Дослідження технології утилізації марганецьвмісних відходів. *Збірник наукових праць магістрантів факультету металургії ІІ ЗНУ*. Випуск 1 (15). Запоріжжя : ІІ ЗНУ, 2019. С. 20-25.

Навчально-методичне видання  
(українською мовою)

Кириченко Олексій Геннадійович

## РЕСУРСОЗБЕРІГАЮЧІ ТЕХНОЛОГІЇ УТИЛІЗАЦІЇ ВІДХОДІВ

Навчально-методичний посібник  
для здобувачів ступеня вищої освіти магістра  
спеціальності 136 «Металургія»  
освітньо-професійної програми «Металургія чорних металів», «Металургія  
кольорових металів», «Обробка металів тиском»

Рецензент *Д. В. Прутцьков*  
Відповідальний за випуск *Ю. О. Белоконь*  
Коректор *О. Г. Кириченко*