МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю. М. Потебні
Запорізького національного університету

О. В. Харченко

# ТЕОРІЯ І ТЕХНОЛОГІЯ ВИРОБНИЦТВА СТАЛІ

Методичні рекомендації до курсової роботи
для здобувачів ступеня вищої освіти бакалавра
спеціальності 136 «Металургія» освітньо-професійних програм
«Металургія чорних металів», «Металургія кольорових металів»,
«Обробка металів тиском»

Затверджено
Вченою радою ЗНУ
Протокол № 12 від 01.07.2025 р.

Запоріжжя
2025

УДК 669.18(079)
Х227

Харченко О. В. Теорія і технологія виробництва сталі : методичні рекомендації до курсової роботи для здобувачів ступеня вищої освіти бакалавра спеціальності 136 «Металургія» освітньо-професійних програм «Металургія чорних металів», «Металургія кольорових металів», «Обробка металів тиском». Запоріжжя : Запорізький національний університет, 2025. 102 с.

У методичних рекомендаціях подано теоретичні відомості про киснево-конвертерний та мартенівський способи виробництва сталі, надано приклад розрахунку технології виплавки, матеріального та теплового балансів конвертерної плавки, наведено інформацію про написання, оформлення та захист курсової роботи з дисципліни «Теорія і технологія виробництва сталі».

Для здобувачів ступеня вищої освіти бакалавра спеціальності 136 «Металургія» освітньо-професійних програм «Металургія чорних металів», «Металургія кольорових металів», «Обробка металів тиском».

Рецензент:

*О. Г. Кириченко*, кандидат технічних наук, доцент кафедри металургійних технологій, екології та техногенної безпеки Інженерного навчально-наукового інституту ім. Ю. М. Потебні Запорізького національного університету

Відповідальний за випуск:

*Ю. О. Бєлоконь,* доктор технічних наук, професор, завідувач кафедри металургійних технологій, екології та техногенної безпеки Інженерного навчально-наукового інституту ім. Ю. М. Потебні Запорізького національного університету

**ЗМІСТ**

ВСТУП ..... 5
1 ВИМОГИ ДО ОФОРМЛЕННЯ ЗАПИСКИ КУРСОВОЇ РОБОТИ ..... 6
1.1 Зміст і обсяг курсової роботи ..... 6
1.2 Методичні вказівки до виконання курсової роботи ..... 7
1.3 Вимоги до структурних елементів курсової роботи ..... 8
2 КОНВЕРТЕРНЕ ВИРОБНИЦТВО СТАЛІ ..... 15
2.1 Шихтові матеріали конвертерної плавки ..... 15
2.1.1 Рідкий чавун ..... 15
2.1.2 Сталевий брухт ..... 16
2.1.3 Вапно ..... 17
2.1.4 Інші неметалеві матеріали ..... 18
2.1.5 Позапічна десульфурація чавуну ..... 20
2.2 Технологія виплавки сталі в конвертері з верхнім продуванням ..... 23
2.2.1 Шихтовка плавки ..... 23
2.2.2 Хід плавки ..... 24
2.2.3 Режим дуття ..... 26
2.2.4 Реакції окислювання ..... 31
2.2.5 Дефосфорація й десульфурація ..... 34
2.2.6 Конвертерні шлаки та шлакоутворення ..... 35
2.2.7 Випуск, розкислення і навуглецювання ..... 40
2.2.8 Легування сталі ..... 42
2.2.9 Тепловий режим плавки ..... 44
2.2.10 Викиди і інші втрати металу при продуванні ..... 47
2.3 Якість киснево-конвертерної сталі ..... 49
2.4 Техніко-економічні показники процесу ..... 51
2.4.1 Продуктивність конвертерів ..... 51
2.4.2 Витрата матеріалів ..... 52
3 МАРТЕНІВСЬКЕ ВИРОБНИЦТВО СТАЛІ ..... 54
3.1 Будова мартенівської печі ..... 54
3.2 Теплова робота й опалення мартенівських печей ..... 56
3.2.1 Теплова робота печей ..... 56
3.2.2 Паливо ..... 57
3.3 Різновиди процесу ..... 60
3.4 Особливості технології мартенівської плавки ..... 60
3.5 Шлакоутворення і роль шлаку у мартенівському процесі ..... 62
3.6 Основний мартенівський процес ..... 63

3.6.1 Шихтові матеріали мартенівського виробництва ..... 63
3.6.2 Технологія виплавки сталі ..... 65
3.7 Техніко-економічні показники мартенівського виробництва ..... 72
3.8 Якість сталі ..... 74
4 РОЗРАХУНОК МАТЕРІАЛЬНОГО І ТЕПЛОВОГО БАЛАНСІВ КИСНЕВО-КОНВЕРТОРНОЇ ПЛАВКИ ..... 76
4.1 Хімічний склад металевої шихти ..... 76
4.2 Склад неметалевої частини шихти і футерівки ..... 76
4.3 Склад готової сталі Ст3 (ГОСТ 380-80) ..... 76
4.4 Кількість елементів, що вноситься металевою частиною ..... 76
4.5 Кількість і склад шлаку, використовуючи дані, отримані на практиці ..... 77
4.6 Витрати вапна ..... 77
4.7 Складові шлаку ..... 77
4.8 Вихід рідкої сталі ..... 79
4.9 Кількість домішок, що залишилися в металі, *кг*: ..... 79
4.10 Склад металу ..... 79
4.11 Кількість $CO_2$ і $CO$, що утворюються при окисленні вуглецю металошихти ..... 79
4.12 Кількість дуття ..... 79
4.13 Склад і кількість газів, що відходять ..... 80
4.14 Кількість і склад газу, що відходить ..... 80
4.15 Матеріальний баланс плавки ..... 81
4.16 Розкислення сталі ..... 81
4.17 Розрахунок теплового балансу ..... 83
5 ЗАХИСТ ТА ОЦІНЮВАННЯ КУРСОВОЇ РОБОТИ ..... 86
5.1 Критерії оцінювання курсової роботи ..... 86
5.2 Процедура захисту курсової роботи ..... 87
5.3 Дотримання принципу академічної доброчесності ..... 89
5.4 Визначення підсумкової оцінки за підготовку та захист курсової роботи 89
ВИКОРИСТАНА ЛІТЕРАТУРА ..... 90
РЕКОМЕНДОВАНА ЛІТЕРАТУРА ..... 90
ДОДАТОК А ..... 90
ДОДАТОК Б ..... 92
ДОДАТОК В ..... 92
ДОДАТОК Г ..... 94
ДОДАТОК Д ..... 96
ДОДАТОК Е ..... 101

## ВСТУП

Об’єктом курсової роботи з дисципліни “Теорія і технологія виробництва сталі” є розробка технології виплавки сталі одним зі способів: киснево-конвертерним або мартенівським, а також розрахунок матеріального і теплового балансів способу виплавки сталі, який розробляється. В останньому розділі записки наводяться техніко-економічні показники конвертерного та мартенівського процесів.

Перевага віддається темам курсових робіт, що пропонуються виробничою необхідністю, або темам, які можуть бути впроваджені на виробництві.

Завдання на курсову роботу видається студентам на протязі перших чотирьох тижнів семестру.

Після детального ознайомлення з завданням і об’єктом розробки студент може внести пропозиції що до конкретизації теми курсової роботи. Така конкретизація повинна бути зроблена не пізніше, ніж за вісім тижнів до строку здачі курсової роботи.

Завдання на курсову роботу визначається напрямом технології виплавки сталі, що розробляється і передбачає вивчення студентом наступних питань:

- сировинні матеріали способу виплавки сталі, що розробляється і їх підготовка до виплавки;
- розрахунок матеріального і теплового балансів конвертерної або мартенівської плавки на отримання заданої марки сталі;
- розробка технології плавки заданої марки сталі в конвертері або в мартенівській печі;
- якість заданої марки сталі;
- техніко-економічні показники процесу отримання сталі.

Виконуючи курсову роботу, студент повинен проявити максимум самостійності, ініціативи.

Роль керівника курсової роботи полягає в консультаціях з метою своєчасного попередження помилок та неякісного виконання роботи.

***Мета курсової роботи*** – закріплення знань, що отримані при вивченні лекційного матеріалу, вивчення технології виплавки і освоєння розрахунку матеріального і теплового балансів виплавки сталі в конвертері або в мартенівській печі.

Ця мета досягається за рахунок вирішення наступних питань:

- поглиблення та розширення знань з дисципліни “Теорія і технологія сталеплавильних процесів” шляхом вивчення додаткових літературних і практичних даних;
- практичне використання технологічних розрахунків виплавки сталі з аналізом отриманих даних;
- прийняття самостійних технологічних рішень та обґрунтування їх доцільності щодо вдосконалення технології виплавки сталі;
- підготовка до захисту та захист курсової роботи.

# 1 ВИМОГИ ДО ОФОРМЛЕННЯ ЗАПИСКИ КУРСОВОЇ РОБОТИ

## 1.1 Зміст і обсяг курсової роботи

Пояснювальна записка курсової роботи оформлюється з урахуванням вимог державних стандартів України ДСТУ 3008:2015 [1], ДСТУ 8302:2015 [2] і особливостей виконання інженерних розрахунків в курсовій роботі. Вона повинна складатися з наступних розділів.

**Вступ**

В цій частині відображаються завдання розвитку чорної металургії на даному етапі, перспективи її розвитку в цілому і виробництва сталі в загалі, шляхи розвитку сталеплавильного виробництва. Вказується взаємозв'язок питань, що розкриваються в курсової роботі з поставленими задачами розвитку сталеплавильного виробництва.

**Шихтові матеріали сталеплавильного виробництва**

Необхідно надати скорочену характеристику шихтових матеріалів, способу виробництва сталі, що описується і підготовку їх до плавки:

- рідкого чавуну;
- стального лому;
- шлакоутворюючих (вапна, вапняку, плавикового шпату, бокситу);
- інших неметалевих сипучих охолоджувачів – залізної руди, агломерату, окатишів, окалини, марганцевої руди.

Навести хімічний склад і надати скорочену характеристику феросплавів та легуючих елементів для даної марки сталі.

**Розрахунок матеріального і теплового балансів конвертерного або мартенівського процесів**

Розрахунок виконується для шихтових умов заданої марки сталі. Вихідні дані розрахунку беруться з довідників і відповідних методичних вказівок.

В результаті розрахунку матеріального і теплового балансів плавки визначається хімічний склад заданої марки сталі, розраховуються витрати розкислювачів і легуючих елементів та виконується розрахунок витрат матеріалів для корегування теплового балансу плавки.

**Технологія виплавки сталі в кисневому конвертері з верхньою продувкою**

а) хід плавки:
- завантаження лому;
- заливка чавуну;
- продування.

б) режим дуття:
- параметри дуття і положення фурми.

в) реакції окислення;

г) дефосфорація і десульфурація;
д) шлаки і шлакоутворення. Роль шлаку;
ж) випуск сталі, розкислення і навуглецювання;
з) легування сталі.

**Технологія виплавки сталі в мартенівській печі**

а) необхідно описати наступні періоди плавки:
- заправка печі;
- завалка шихти;
- прогрів шихти;
- заливка чавуну;
- плавлення шихти;
- доводка плавки;
- випуск плавки.

б) реакції окислення;
в) дефосфорація і десульфурація;
г) шлаки і шлакоутворення;
д) розкислення і легування.

**Якість сталі**

Описати за якими параметрами оцінюється якість сталі. Надати характеристику якості заданої марки сталі.

**Техніко-економічні показники способу отримання сталі, що розробляється**

В цьому розділі на основі техніко-економічних показників, досягнутих одним з сталеплавильних цехів за літературними даними визначаються (розраховуються) техніко-економічні показники, що очікуються при виплавці заданої марки сталі.

Обсяг пояснювальної записки повинен складати 35 – 40 сторінок формату А4.

## 1.2 Методичні вказівки до виконання курсової роботи

Виконання курсової роботи складається з наступних етапів:

а) надається описання шихтових матеріалів, що використовуються для виплавки заданої марки сталі, надається їх хімічний склад і скорочена характеристика.

б) використовуючи методичні рекомендації, виконується розрахунок матеріального і теплового балансів.

в) розробку технології виплавки сталі починають з вивчення цього питання за підручником. Бажано ознайомитися з технологічною інструкцією виплавки сталі одного з діючих металургійних цехів. Для цього студент повинен підібрати періодичну літературу і провести патентний пошук. Список літератури, патентів і авторських свідоцтв необхідно привести у кінці пояснювальної записки. На основі глибокого вивчення зібраного матеріалу за

тематикою завдання на курсову роботу у пояснювальній записці слід викласти історію і суть питання, що розкривається, позитивні та негативні сторони.

г) визначення техніко-економічних показників роботи сталеплавильного агрегату здійснюється на основі вивчення довідкових даних або даних робіт сталеплавильного цеху.

д) вказівки по використанню технічної літератури при виконанні курсової роботи.

Роботу з літературними джерелами рекомендується починати з вивчення питання, що розглядається за підручниками і довідниками. Після цього доцільно провести патентний пошук.

Патентний пошук зручніше здійснювати в центрі науково-технічної інформації.

Періодичну літературу «Металургійна та гірничорудна промисловість», «Метал та лиття України» тощо) необхідно дивитися для пошуку статей по питанню технологічної частини курсової роботи (достатньо за останні 5-10 років).

### 1.3 Вимоги до структурних елементів курсової роботи

Пояснювальну записку оформлюють у відповідності з державним стандартом України ДСТУ 3008:2015 на окремих листах формату А4 з однієї сторони листа. На кожному листі повинні бути витримані розміри відступів: верхній та нижній – 20 мм, лівий – 25 мм, правий – 10 мм.

При набиранні на ПК: шрифт Times New Roman, 14 пт, полуторний інтервал. У деяких випадках (для компактності) допускається набір тексту 12 шрифтом, наприклад у таблицях.

Помилки, описки та графічні недоліки допускається виправляти підчисткою або коректором і нанесенням на тому ж місті або між строками виправленого відображення машинописним способом або від руки. Виправлене відображення повинно бути чорного кольору.

Скорочення слів і словосполучень у пояснювальній записці повинно відповідати діючим стандартам з бібліотечного і видавницького діла.

Структурні елементи “РЕФЕРАТ”, “ЗМІСТ”, “ВСТУП”, “ВИСНОВКИ”, “ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ” не нумеруються, а їх найменування служить заголовками структурних розділів.

**Нумерація сторінок пояснювальної записки.** Сторінки звіту слід нумерувати арабськими цифрами, додержуючись наскрізної нумерації впродовж усього тексту записки. Номер сторінки проставляють у правому верхньому куті сторінки без крапки в кінці. Титульний аркуш включають до загальної нумерації сторінок пояснювальної записки. Номер сторінки на титульному аркуші не проставляють. Ілюстрації й таблиці, розміщені на окремих сторінках включають до загальної нумерації сторінок пояснювальної записки.

**Титульний аркуш** є першою сторінкою пояснювальної записки (додаток А). Він містить такі дані: повне найменування документу, дані про

виконавця роботи, відомості про керівника роботи, рік написання пояснювальної записки.

**Завдання на курсову** роботу містить відомості про кафедру, дисципліну, курс, студентську групу, семестр, тему роботи, строк здачі закінченої роботи, вихідні дані, короткий зміст пояснювальної записки, дату видачі завдання (додаток Б).

**Реферат** призначений для ознайомлення з курсовою роботою (додаток В). Він повинен бути стислим, інформативним і містити відомості, які дозволяють прийняти рішення про доцільність читання всієї курсової роботи. Реферат має бути розміщений безпосередньо за листом завдання з нової сторінки.

Реферат повинен мати: відомості про обсяг пояснювальної записки, кількість ілюстрацій, таблиць, додатків, кількість джерел згідно з переліком посилань (усі відомості наводять включаючи дані додатків); текст реферату; перелік ключових слів.

Текст реферату повинен відбивати подану у пояснювальній записці інформацію і, як правило, у такій послідовності: об'єкт дослідження, мета роботи, методи дослідження та апаратура, основні конструктивні, технологічні і техніко-експлуатаційні характеристики та показники, економічна ефективність, висновки.

Реферат має виконуватися обсягом не більше 500 слів, і бажано, щоб він містився на одній сторінці формату А4.

**Ключові слова**, що є визначальними для розкриття суті курсової роботи, розташовують після тексту реферату. Перелік ключових слів містить від 5 до 15 слів (словосполучень), надрукованих великими літерами в називному відмінку в рядок через коми.

**Зміст** розташовують безпосередньо після реферату, починаючи з нової сторінки. До змісту включають: вступ; послідовно перелічені назви всіх розділів, підрозділів, пунктів і підпунктів (якщо вони мають заголовки); висновки; перелік посилань; назви додатків і номери сторінок, які містять початок матеріалу. Зміст складають, якщо пояснювальна записка містить не менш, ніж два розділи, або один розділ і додаток за загальної кількості сторінок не менше десяти.

**Вступ.** У вступі коротко викладають оцінку сучасного стану проблеми, відмічаючи практично розв'язані задачі, прогалини знань, що існують у даній галузі, світові тенденції розв'язання поставлених задач; мету роботи і галузь застосування.

**Суть пояснювальної записки** полягає у викладенні матеріалу згідно виданому керівником завданню за розділами, переліченими в пункті 1.3.

Розділи і підрозділи повинні мати заголовки. Пункти і підпункти можуть мати назви. Заголовки структурних елементів пояснювальної записки і заголовки розділів слід розташовувати посередині рядка і друкувати великими літерами без крапки в кінці, не підкреслюючи. Заголовки підрозділів, пунктів і підпунктів звіту слід починати з абзацного відступу і друкувати маленькими літерами, крім першої великої, не підкреслюючи, без крапки в кінці.

Якщо заголовок складається з двох і більше речень, їх розділяють крапкою. Перенесення слів у заголовку розділу не допускається.

Відстань між заголовком і подальшим чи попереднім текстом має бути три інтервали. Відстань між основами рядків заголовку, а також між двома заголовками приймають таку, як у тексті.

Не допускається розміщувати назву розділу, підрозділу, а також пункту й підпункту в нижній частині сторінки, якщо після неї розміщено тільки один рядок тексту (мінімум три).

Абзацний відступ повинен бути однаковим впродовж усього тексту пояснювальної записки і дорівнювати 1,25 см.

Наведені в курсовій роботі дані про властивості речовин і матеріалів надаються за ДСТУ 2568-94. Одиниці величин, а також вирахування – в Міжнародній системі SI (ДСТУ 3651.0-97). За наявності даних в інших системах перекладання в систему SI обов'язкове.

Розділи, підрозділи, пункти, підпункти пояснювальної записки повинні нумеруватись арабськими цифрами.

Розділи повинні мати порядкову нумерацію в межах викладання суті курсової роботи і позначатися арабськими цифрами без крапки, наприклад, 1, 2, 3 і т. д.

Підрозділи повинні мати порядкову нумерацію у межах кожного розділу. Номер підрозділу складається з номера розділу і порядкового номера підрозділу, відокремлених крапкою. Після номера підрозділу крапку не ставлять, наприклад 1.1, 1.2 і т. д.

Пункти повинні мати порядкову нумерацію в межах кожного розділу або підрозділу. Номер пункту складається з номера розділу і порядкового номера пункту, або з номера розділу, порядкового номера підрозділу та порядкового номера пункту, відокремлених крапкою. Після номера підрозділу крапку не ставлять, наприклад 1.1, 1.2, або 1.1.1, 1.1.2 і т. д.

Номер підпункту складається з номера розділу, порядкового номера підрозділу, порядкового номера пункту і порядкового номера підпункту, відокремлених крапкою, наприклад, 1.1.1.1, 1.1.1.2, 1.1.1.3 і т.д.

Якщо розділ або підрозділ складається з одного пункту, або пункт складається з одного підпункту, його нумерують.

**Висновки** розташовують безпосередньо після викладення суті курсової роботи з нової сторінки. В висновках наводять оцінку одержаних результатів роботи. Текст роботи може поділятися на пункти.

**Перелік посилань** повинен бути наведений у кінці тексту, починаючи з нової сторінки. У відповідних місцях тексту мають бути посилання. Посилання у тексті пояснювальної записки на джерела слід вказувати порядковим номером за переліком посилань, і вони повинні бути у квадратних дужках, наприклад, "... в роботах [1-7] ...".

При посиланнях на розділи, підрозділи, пункти, підпункти, ілюстрації, таблиці, формули, рівняння, додатки вказують їх номери.

При посиланнях слід писати: "... у розділі 4 ...", "... дивись п. 2.1 ...", "... за п. 3.3.4 ...", "... у відповідності з п. 2.3.4.1 ...", "... на рис. 1.3 ...", "... на

рисунку 1.3 ...”, “... в таблиці 3.2 ...”, “...( див. табл. 3.2) ...”, “... за формулою (3.1) “, “...у рівняннях (1.23) – (1.25) ...”, “... у додатку Б ...”.

Бібліографічні описи у переліку посилань наводять у порядку, за яким вони вперше згадуються в тексті. Порядкові номери описів у переліку є посиланнями в тексті. Бібліографічні описи посилань у переліку наводять відповідно до чинного стандарту ДСТУ 8302:2015 [2].

Приклади оформлення бібліографічних посилань за ДСТУ 8302:2015:

1. Криворучко О. Ю. Сучасна архітектура : термінол. слов. / Нац. ун-т «Львівська політехніка». Львів, 2008. С. 87.

2. Женченко М. Загальна і спеціальна бібліографія : навч. посіб. / Марина Женченко. Київ : Жнець, 2011. 255 с.

3. Кожухівський А. Д. Імітаційне моделювання систем масового обслуговування [Електронний ресурс] : практикум / Черкас. держ. технол. ун-т. Черкаси, 2009. 1 електрон. опт. диск (CD-R).

**Ілюстрації** (креслення, рисунки, графіки, схеми, діаграми, фотографії) слід розміщувати у пояснювальній записці безпосередньо після тексту, де вони згадуються вперше, або на наступній сторінці. На всі ілюстрації мають бути посилання у тексті. Креслення, рисунки, графіки, схеми, діаграми, розміщені у звіті, мають відповідати вимогам стандартів “Єдиної системи конструкторской документації” [6].

Ілюстрації можуть мати назву, яку розміщують під ілюстрацією. За необхідності під ілюстрацією розміщують пояснювальні дані (під рисунковий текст). Ілюстрація позначається словом “Рисунок ___”, яке разом з назвою ілюстрації розміщують після пояснювальних даних, наприклад, “Рисунок 3.1 – Схема розміщення”.

Ілюстрації слід нумерувати арабськими цифрами порядковою нумерацією в межах розділу (навіть якщо у пояснювальні записці вміщено тільки одну ілюстрацію), за винятком ілюстрацій, наведених у додатках.

**Таблиці.** Цифровий матеріал, як правило, оформлюють у вигляді таблиць відповідно до зразка:

Таблиця ____ – _____
номер назва таблиці

| Головка | Заголовки граф / Підзаголовки граф | | | |
|---|---|---|---|---|
| | | | | |
| | | | | |
| | | | | |
| | | | | |

Рядки (горизонтальні рядки)

Боковик (графа для заголовків рядків)

Графи (колонки)

Таблицю слід розташовувати безпосередньо після тексту, у якому вона згадується вперше, або на наступній сторінці. На всі таблиці мають бути посилання в тексті пояснювальної записки.

Таблиці слід нумерувати арабськими цифрами в межах розділу (навіть якщо у записці одна таблиця), за винятком таблиць, що наводяться у додатках. Номер таблиці складається з номера розділу і порядкового номера таблиці, відокремлених крапкою, наприклад, таблиця 2.1 – перша таблиця другого розділу.

Таблиця повинна мати назву яку друкують малими літерами (крім першої великої) і вміщують над таблицею. Назва має бути стислою і відбивати зміст таблиці.

Якщо рядки або графи таблиці виходять за межі формату сторінки, таблицю поділяють на частини, розміщуючи одну частину під одною, або поруч, або переносячи частину таблиці на наступну сторінку, повторюючи в кожній частині таблиці її головку і боковик.

Слово “Таблиця _____” вказують один раз зліва над першою частиною таблиці, над іншими частинами пишуть: “Продовження таблиці ___” з зазначенням номера таблиці.

Заголовки граф таблиці починаються з великої літери, а підзаголовки – з малої, якщо вони складають одне речення з заголовком. Підзаголовки, що мають самостійне значення, пишуться з великої літери. В кінці заголовків і підзаголовків таблиць крапки не ставлять. Заголовки і підзаголовки граф указують в однині.

Інші вимоги до виконання таблиць – відповідно до чинних стандартів на технічну документацію.

**Переліки** за потреби можуть бути наведені всередині пунктів або підпунктів. Перед переліком ставлять двокрапку.

Перед кожною позицією переліку слід ставити малу літеру української абетки з дужкою, або не нумеруючи – дефіс (перший рівень деталізації).

*Приклад*

а) форма і розмір клітин;

б) живий склад клітин:

1) частини клітини;
2) неживі включення протопластів;

в) утворення тканини.

Перелік першого рівня деталізації друкують малими літерами з абзацного відступу, другого рівня – з відступом відносно місця розташування переліків першого рівня.

**Формули та рівняння** розташовують безпосередньо після тексту, в якому вони згадуються, посередині рядка. Вище і нижче кожної формули або рівняння повинно бути залишено не менше одного вільного рядка.

Формули і рівняння у пояснювальній записці (за винятком формул і рівнянь, наведених у додатках) слід нумерувати порядковою нумерацією в межах розділу (навіть якщо у пояснювальній записці тільки одна формула чи рівняння). Номер формули складається з номера розділу і порядкового номера

формули або рівняння, відокремлених крапкою, наприклад, формула (1.3) – третя формула першого розділу. Номер формули або рівняння на рівні формули або рівняння в дужках у крайньому правому положенні на рядку.

Пояснення значень символів і числових коефіцієнтів, що входять до формули чи рівняння, слід наводити безпосередньо під формулою у тій послідовності, в якій вони наведені у формулі чи рівнянні. Пояснення значення кожного символу та числового коефіцієнта слід давати з нового рядка. Перший рядок пояснення починають з абзацу словом “де” без двокрапки.

*Приклад*

“Відомо, що

$$Z = \frac{M_1 - M_2}{\sqrt{\upsilon_1^2 + \upsilon_2^2}}, \qquad (1.1)$$

де $M_1$, $M_2$ – математичне очікування;

$\upsilon_1$, $\upsilon_2$ – середнє квадратичне відхилення міцності та навантаження [23]”.

Переносити формули чи рівняння на наступний рядок допускається тільки на знаках виконуваних операцій, повторюючи знак операції на початку наступного рядка. Коли переносять формули чи рівняння на знакові операції множення, застосовують знак “×”.

Формули, що йдуть одна за одною й не розділені текстом, відокремлюють комою.

*Приклад*

$$f_1(x, y) = S_1 \text{ і } S_1 \le S_{1\,max}, \qquad (1.2)$$

$$f_2(x, y) = S_2 \text{ і } S_2 \le S_{2\,max}. \qquad (1.3)$$

**Додатки.** У додатках вміщують матеріал, який:

- є необхідним для повноти пояснювальної записки, але включення його до основної частини записки може змінити впорядковане й логічне уявлення про роботу;
- не може бути послідовно розміщений в основній частині пояснювальної записки через великий обсяг або способи відтворення.

У додатки можуть бути включені додаткові ілюстрації або таблиці; матеріали, які через великий обсяг, специфіку викладання або форму подання не можуть бути внесені до основної частини оригінали, фотографій, протоколи випробувань, копія технічного завдання, інструкції, методики, опис комп’ютерних програм, розроблених у процесі виконання роботи та ін.); додатковий перелік джерел, на які не було посилань у пояснювальній записці, але які можуть викликати інтерес.

Додатки слід оформлювати як продовження пояснювальної записки на її наступних сторінках, розташовуючи додатки в порядку появи посилань на них у тексті записки. Кожен додаток повинен починатися з нової сторінки і мати заголовок надрукований вгорі малими літерами з першої великої симетрично відносно тексту сторінки. Посередині рядка за заголовком малими літерами з

першої великої повинно бути надруковано слово “Додаток _____” і велика літера, що позначає додаток.

Додаток слід позначати послідовно великими літерами української абетки, за винятком літер Г, Є, З, І, Ї, Й, О, Ч, Ь, наприклад, додаток А, додаток Б і т. д.

Один додаток позначається як додаток А.

Додатки повинні мати спільну з рештою пояснювальної записки наскрізну нумерацію сторінок.

За необхідністю текст додатків можна поділяти на розділи, підрозділи, пункти і підпункти, які слід нумерувати в межах кожного додатку. У цьому разі перед кожним номером ставлять позначення додатку (літеру) і крапку, наприклад, А.2 – другий розділ додатку А; Г.3.1 – підрозділ 3.1 додатку Г; Д.4.1.2 – пункт 4.1.2 додатку Д; Ж.1.3.3.4 – підпункт 1.3.3.4 додатку Ж.

Ілюстрації, таблиці, формули та рівняння, що є у тексті додатку, слід нумерувати в межах кожного додатку, наприклад, рисунок Г.3 – третій рисунок додатку Г; таблиця А.2 – друга таблиця додатку А; формула (А.1) – перша формула додатку А.

Якщо в додатку одна ілюстрація, одна таблиця, одна формула, одне рівняння, їх нумерують, наприклад, рисунок А.1, таблиця А.1, формула (В.1).

В посиланнях у тексті додатку на ілюстрації, таблиці, формули, рівняння рекомендується писати: „...на рисунку А.2 ...”, „... на рисунку А.1 ...” – якщо рисунок єдиний у додатку А; „ ... в таблиці Б.3 ...”, або „... в табл.. Б.3 ...”; „... за формулою (В.1) ...”, „... у рівнянні (Г.2) ...”.

Якщо у пояснювальній записці у якості додатку використовується документ, що має самостійне значення і оформлюється згідно з вимогами до документу даного виду, його копію вміщують у пояснювальну записку без змін в оригіналі. Перед копією документу, вміщують аркуш, на якому посередині друкують слово „ДОДАТОК ____” і його назву (за наявності), праворуч у верхньому куті аркуша проставляють порядковий номер сторінки. Сторінки копії документу нумерують, продовжуючи наскрізну нумерацію сторінок записки (не займаючи власної нумерації сторінок документа).

# 2 КОНВЕРТЕРНЕ ВИРОБНИЦТВО СТАЛІ

## 2.1 Шихтові матеріали конвертерної плавки

### *2.1.1 Рідкий чавун*

Відповідно до ДСТУ 3133-95 переробний чавун поділяють на дві марки П1 і П2, що різняться вмістом кремнію: 0,5-0,9 і < 0,5 % відповідно. Кожну марку поділяють на три групи за вмістом марганцю (< 0,5; 0,5-1; 1-1,5 % відповідно до груп I, II, III); на три класи за вмістом фосфору (не більше 0,1; 0,2 і 0,3 % відповідно до класів А, Б, В) і на п'ять категорій за вмістом сірки (не більше 0,01, 0,02, 0,03, 0,04, і 0,05 % відповідно до категорій I, II, III, IV, V).

У кисневих конвертерах переробляють чавуни, склад яких змінюється в широких межах: 3,7-4,7 % *C*; 0,15-0,7 % *Mn*; 0,3-1,0 % *Si*; < 0,07 % *S*; до 0,3 % *P*. Проте досвід показав, що для одержання високих техніко-економічних показників процесу склад чавуну доцільно обмежувати в оптимальних межах.

***Кремній.*** При збільшенні вмісту кремнію зростає кількість тепла від його окислювання й, відповідно, витрата сталевого брухту, що знижує собівартість сталі. Разом з тим при зростанні вмісту кремнію необхідно збільшувати витрату вапна на ошлакування діоксиду кремнію ($SiO_2$), що утворюється. При цьому зростає кількість шлаку й відповідно теплові втрати, а також втрати заліза зі шлаком, що зливається. Крім того, збільшення кількості шлаку та вмісту в ньому $SiO_2$ викликає зниження стійкості футерівки. При занадто низькому вмісті кремнію в чавуні повільно відбувається шлакоутворення у зв'язку з повільним розчиненням вапна (при малому вмісті $SiO_2$ у первинних шлаках). З урахуванням викладеного, оптимальним варто вважати вміст кремнію в чавунах 0,6-0,9 %.

***Марганець.*** Протягом багатьох років вважалось, що чавун для переробки в кисневих конвертерах повинен містити 0,3-0,7 % *Mn*. Пояснюється це тим, що при високому вмісті марганцю істотно полегшується шлакоутворення, тобто швидко відбувається формування основного шлаку, оскільки продукт окислювання марганцю, оксид марганцю *MnO*, помітно прискорює розчинення вапна. В останні роки думку про оптимальний вміст марганцю в чавунах переглянуто з урахуванням наступних міркувань:

- більша частина марганцю при конвертерній плавці окислюється й безповоротно губиться у вигляді *MnO* зі шлаком, що зливається;
- виплавка чавунів з підвищеним (0,5-0,7 % і більше) вмістом марганцю вимагає добавки марганцевої руди в шихту доменних печей;
- чорна металургія й інші галузі промисловості зазнають гостру нестачу марганцю й марганцевих руд, визнаних стратегічною сировиною.

З урахуванням викладеного, виплавка й переробка маломарганцевистих чавунів вважається важливим народногосподарським завданням. Типова технологічна інструкція передбачає переробку в кисневих конвертерах чавунів із вмістом 0,7-0,5 % *Mn* і менше. Перехід на переробку чавунів з більш низьким,

вмістом марганцю вимагає розробки й застосування спеціальних заходів щодо прискорення шлакоутворення.

***Фосфор.*** При збільшенні вмісту фосфору в чавуні для його видалення в шлак в процесі плавки необхідно збільшувати кількість і основність шлаку і його окисленість, що призводить до збільшення втрат тепла, зношування футерівки, втрат заліза зі шлаком й ряду інших несприятливих наслідків. У зв'язку із цим при звичайній технології конвертерної плавки (робота з одним шлаком) вміст фосфору в чавуні повинен бути менше 0,3 %.

***Сірка.*** Умови для видалення сірки з металу несприятливі внаслідок високої окисленості конвертерного шлаку. У зв'язку з необхідністю виплавки в кисневих конвертерах високоякісних сталей з низьким вмістом сірки, типовою технологічною інструкцією передбачений припустимий вміст сірки в чавуні для кисневих конвертерів менше 0,035 %.

***Вуглець.*** Вміст вуглецю в чавуні ДСТУ або технічними умовами не регламентується, оскільки він визначається вмістом інших складових. Приблизно вміст у чавуні вуглецю визначається за формулою:

$$C = 4,8 + 0,03[\%Mn] - 0,27[\%Si] - 0,32[\%P] - 0,032[\%S] \qquad (2.1)$$

Температура чавуну повинна бути не нижче 1320 °С у цехах зі стаціонарними міксерами й не нижче 1350 °С при використанні ковшів міксерного типу. При більш низькій температурі чавуну вповільнюється розчинення вапна й процес шлакоутворення.

### *2.1.2 Сталевий брухт*

Сталевий брухт (скрап) є охолоджувачем конвертерної плавки; збільшення його витрати (заміна брухтом частини чавуну) забезпечує зниження собівартості сталі. Витрата брухту, обумовлена умовами теплового балансу плавки, без вживання спеціальних заходів по збільшенню його витрати, як правило, не перевищує 27 % від маси металевої шихти.

Відповідно до ДСТУ 4121:2022 брухт чорних металів поділяють на 13 видів (сталевий тонкий, сталевий товстий, сталевий подрібнений, брухт ливарного чавуну, сталевий пакетований, брухт негабаритний, стружка сталева, стружка чавунна тощо). Крім того, брухт поділяють за двома категоріями «старий» і «новий» залежно від вмісту домішок.

На заводах брухт розділяють на оборотний (прокатна обріз і відходи інших цехів металургійного заводу) і купований; склад останнього, як правило, не відомий. Не допускається вміст у брухті домішок кольорових металів (*Zn, As, Pb, Sn* і ін.), що погіршують якість сталі. Брухт не повинен містити вибухових речовин, а також пально-мастильних матеріалів, снігу, льоду, закритих посудин, оскільки при заливанні чавуну на брухт, що містить ці домішки, можливі вибухи. Вміст міді й нікелю в сталевому брухті не повинен перевищувати їхній припустимий вміст у виплавленій сталі (як правило, < 0,2 %), оскільки ці домішки не видаляються з металу при конвертерній плавці

(нікель і мідь не окисляються в присутності рідкого заліза, оскільки мають хімічну спорідненість до кисню більш низьку, ніж залізо). Небажаний також високий вміст у брухті іржі, оскільки вона вносить у метал водень (іржа – це гідрати оксидів заліза).

Насипна щільність легковагового брухту становить 0,8-1,1 т/м$^3$, великовагового (обріз слябів і блюмів) – 3-3,5 т/м$^3$. На вітчизняних заводах використовують брухт насипною щільністю ~ 1 т/м$^3$. Легковаговий брухт пресують на спеціальних пакетир-пресах, одержуючи пакети, що зменшує тривалість завантаження. Завантаження в конвертер легковагового брухту небажано, тому що сприяє значному зниженню температури ванни на початку продування внаслідок швидкого розчинення лома в чавуні; при цьому уповільнюється шлакоутворення й по ходу продування спостерігаються коливання (пульсації) швидкості окислювання вуглецю, які сприяють утворенню викидів.

Обмежують максимальний розмір шматків брухту, оскільки занадто великі шматки можуть не встигнути розчинитися за короткий час продування. Розміри пакетів брухту не повинні перевищувати 2000×1050×750 мм. Довжина кускового брухту повинна бути не більше 800 мм. Рекомендована товщина шматків, що забезпечує його розплавлення при різній інтенсивності продування, наступна:

| *Інтенсивність продування м$^3$/(т·хв)……..1* | *3* | *4* | *5* |
|---|---|---|---|
| *Припустима товщина шматків брухту, мм ...* *350* | *300* | *280* | *260* |

У шихтовому відділенні окремо повинен зберігатися легковаговий і великовагоий брухт і пакети, щоб забезпечити дотримання необхідного порядку завантаження брухту в совки й у конвертер – спочатку в конвертер повинен завантажуватися легковаговий брухт. Окремо повинен зберігатися легований брухт і брухт, що містить мінімальну кількість домішок (фосфору, сірки, кольорових металів).

### *2.1.3 Вапно*

Вапно одержують випалом вапняку $CaCO_3$ за температури 1000-1100 °С у трубчастих обертових печах, печах киплячого шару, вагранках і спеціальних шахтних печах. Вапно повинне задовольняти вимогам ДСТУ 3981-2000. У вапні повинне міститися ≥92 % ($CaO$ + $MgO$), < 2 % $SiO_2$. Розмір шматків повинен бути в межах 10-50 мм, великі шматки вапна повільно розчиняються в шлаку, дрібні – виносяться з конвертера газами, що відходять.

Вапно повинне містити < 0,06 % $S$, а після випалу в шахтних печах < 0,08 % $S$. Вміст сірки у вапні залежить головним чином від виду застосованого для випалу палива; мінімальна кількість сірки втримується при використанні природного газу, максимальна – при використанні коксу, антрациту й неочищеного від сірки коксового газу. При вмісті у вапні ≥0,1 % $S$ можливий перехід сірки в процесі плавки зі шлаку у метал.

Втрати при прожарюванні не повинні перевищувати 5 %, а після випалу в шахтних печах – 8 %; їхня кількість у вапні визначається кількістю недопалу (залишків необпаленого вапняку). Чим менше недопалу, тим швидше розчиняється вапно в шлаку. Масову частку недопалу у вапні (%) визначають за масою залишку після розчинення (гасіння) вапна у воді.

Вапно повинне бути свіжообпаленим, припустимий строк зберігання після його виробництва становить 24 години, оскільки при більш тривалому зберіганні в результаті поглинання вологи з атмосфери відбувається гідратація (гасіння) вапна: $CaO + H_2O = Ca(OH)_2$. У процесі гідратації кускове вапно розсипається в порошок («пушонку»); його застосування неприпустимо, оскільки більша частина пушонки виноситься газами, що відходять, і, крім того, $Ca(OH)_2$ служить джерелом насичення сталі воднем.

Вапно повинне бути м'якообпаленим; твердообпалене вапно має помітно меншу реакційну здатність (швидкістю розчинення в шлаку). М'якообпалене вапно утворюється при швидкому нагріванні в процесі випалу до 1000-1100 °С без витримки при цій температурі. Якщо робити тривалу витримку при високих температурах, то виходить твердообпалене вапно – окремі кристали вапна зростаються й зменшується її пористість, у результаті чого вповільнюється розчинення шматків вапна в шлаку. М'якообпалене вапно має пористість ~ 50 %, розмір кристалів < 1 мм; твердообпалене – відповідно ~ 35 % і 5-10 мм. Густина м'яко- і твердообпаленого вапна відповідно дорівнює ~1,6 і > 2 г/см$^3$. Твердообпалене вапно, як правило, утворюється при випалі в шахтних печах, м'якообпалене – при випалі в обертових і печах киплячого шару.

Реакційну здатність вапна визначають шляхом гасіння 10 г вапна фракції < 0,25 мм в 20 мл води в калориметрі. Показником реакційної здатності є час від початку гасіння до моменту досягнення максимальної температури; він повинен бути < 2 хв.

Доломітизоване вапно, одержуване шляхом випалу доломітизованого вапняку, містить 7-15 % $MgO$.

### *2.1.4 Інші неметалеві матеріали*

***<u>Плавиковий шпат</u>*** відповідно до ДСТУ ISO 9502:2008 називається плавикошпатовим концентратом. Його використовують для зменшення в'язкості шлаку і прискорення розчинення в шлаку вапна (прискорення шлакоутворення).

Його одержують збагаченням флюоритових руд; основною домішкою є $SiO_2$ (табл. 2.1).

Для конвертерного виробництва відповідно до ДСТУ ISO 9502:2008 передбачений плавикошпатовий (флюоритовий) концентрат марок ФК (кусковий) і ФГ (гравітаційний). У марках ФК розмір шматків від 300 до 5 мм (частка частинок розміром < 5 мм не повинна перевищувати 10%); розмір шматків у марках ФГ – переважно 5-50 мм (частка більш дрібних або великих частинок не повинна перевищувати 10 % кожної; у марці ФКМ-65 частка частинок розміром < 5 мм не регламентується).

До недоліків плавикового шпату належать дефіцитність і висока вартість; крім того, при температурах конвертерного процесу він швидко зникає зі шлаку. Фториди, які при цьому надходять до атмосфери, шкідливі для здоров'я й негативно впливають на стійкість устаткування.

Таблиця 2.1 – Склад плавикошпатових концентратів марок ФК і ФГ

| Марка | $CaF_2$, % (не менше) | Масовий вміст домішок, % (не більше) | | |
|---|---|---|---|---|
| | | $SiO_2$ | $S$ | $P$ |
| ФК-92, ФГ-92 | 92 | 5 | 0,2 | 0,2 |
| ФК-85, ФГ-85 | 85 | 10 | 0,3 | 0,3 |
| ФК-75, ФГ-75 | 75 | 20 | 0,3 | 0,3 |
| ФК-65 | 65 | 30 | 0,3 | 0,3 |
| ФКМ-65, ФГ-65 | 65 | За узгодженням зі споживачем | | |
| ФГ-55 | 55 | | | |

*Джерело: [3, с. 39]*

***Боксит*** іноді застосовують замість плавикового шпату для прискорення розчинення вапна на початку продування, але його вплив у багато разів слабкіший, ніж плавикового шпату. Боксит – гірська порода: він містить > 28 % $Al_2O_3$; 5-23 % $Fe_2O_3$; 5-20 % $SiO_2$ і 10-23 % гідратної вологи у вигляді $Al_2O_3.nH_2O$ і $Fe(OH)_3$.

Відповідно до ДСТУ ГОСТ 14657.0-96 у сталеплавильному виробництві передбачене застосування бокситу марки МБ, що містить > 28 % $Al_2O_3$, < 0,2 % $S$ і < 0,6 % $P_2O_5$. Для запобігання бахкання і викидів боксит перед завантаженням у конвертер необхідно прожарювати для видалення гідратної вологи. Недоліком бокситу є високий вміст $SiO_2$, для ошлакування якого необхідно збільшити витрату вапна, що викликає збільшення кількості шлаку.

***Сипучі охолоджувачі.*** У якості охолоджувачів для коригування температури по ходу продування, а іноді після її закінчення, використовують залізну руду, агломерат, залізорудні окатиші, вапняк, доломіт, окалину й іноді інші матеріали. При поданні до конвертера на початку продування всі вони, крім вапняку, забезпечують прискорення розчинення вапна в шлаку, тобто прискорюють шлакоутворення у зв'язку із вмістом в них оксидів заліза.

***Залізні руди*** містять залізо у вигляді $Fe_2O_3$ або $Fe_3O_4$, порожню породу (5-17 % $SiO_2$; 0,2-13 % $Al_2O_3$; 0,2-8,5 $CaO$ й 1,5-4,0 іноді до 10% $MgO$) і зазвичай ≤0,1 % $S$ і $P$ (кожного). У конвертерному виробництві застосовують багату за залізом руду, що містить < 8 % $SiO_2$ у шматках розміром 10-80 мм.

***Агломерат*** різних заводів містить 47-57 % $Fe$, 7-11 % $SiO_2$; 6-23 % $CaO$ і, як правило, ≤0,1 % $S$, $P$ (кожного). Окатиші містять 51-64 % $Fe$; 4-8 % $SiO_2$; від 0,2-1,0 до 5 % $CaO$ і ≤0,1 % $S$ і $P$ (кожного).

***Окалина*** утворюється в результаті окислювання поверхні злитків і сталевих заготівок при їхньому нагріванні перед прокаткою. Складається майже цілком з $Fe_3O_4$.

***Вапняк*** – природна сировина, майже цілком складається із $CaCO_3$. Вапняки різних родовищ містять < 2 % $SiO_2$; 1 % $MgO$; 1 % ($\Sigma\ Al_2O_3 + Fe_2O_3$); 0,2 % $S$; вміст $CaO$ у вапняках – 52-54 %. Доломітизований вапняк містить 4-17 % $MgO$ (у вигляді $MgCO_3$).

***Марганцева руда*** іноді застосовується для прискорення розчинення вапна на початку продування. Містить 20-50 % $Mn$ (у вигляді оксидів і карбонатів) і порожню породу з $SiO_2$ і в меншій кількості $Al_2O_3$.

***Інші неметалеві матеріали.*** До числа матеріалів, що використовуються у конвертерній плавці для прискорення шлакоутворення, належать комплексні флюси та відходи інших виробництв, характеристика яких дана при описі відповідних різновидів технології плавки.

***Газоподібний кисень*** одержують зрідженням повітря шляхом його охолодження й наступного розділення на кисень і азот. Технічний кисень повинен містити ≥99,5 % $O_2$ і ≤0,1 % $N_2$, тому що при більшій кількості азоту збільшується його вміст у сталі.

***Аргон і азот.*** Застосовуються при комбінованому продуванні для подання в конвертер знизу. Аргон і азот повинні мати чистоту, обумовлену відповідно до ДСТУ ГОСТ 10157:2019 і ДСТУ ГОСТ 9293:2009. Тиск перед донними фурмами повинен бути в межах 1,2-2,0 МПа.

***Додаткове паливо.*** Для економії чавуну і збільшення частки брухту в шихті в конвертер по ходу продування або до її початку присаджують вуглецевмісні матеріали (кокс, кам'яне вугілля і його різновид – антрацит і ін.). Основні складові кам'яних вуглі – горюча (органічна) маса, волога (4-14 %), зола (8-12 %); вугілля містить 0,5-4 % $S$ (шкідливої домішки). Склад горючої маси: 75-97 % $C$; 1,5-5,7 % $H_2$; 2-15 % $O_2$; 0,5-4 % $S$, < 1,5 % $N_2$. Основні складові золи: $Al_2O_3$, $SiO_2$, $Fe_2O_3$, $CaO$. Вугілля розрізняють також за вмістом летючих – $H_2$, $CH_4$ і небагато $CO$, $C_mH_n$ і $N_2$, що виділяються з горючої маси при нагріванні без доступу повітря (від 9 до 45 % горючої маси). Антрацит характеризується меншим вмістом вологи (4-6 %), летючих (< 9 %) і більшим вмістом вуглецю в горючій масі (93-97 %). Кокс містить 75-88 % $C$; 0,6-1,7 % летючих; 8-12 % золи; 2-9 % вологи; 0,5-2,0 % $S$.

Рекомендований розмір шматків палива, що присаджується до конвертера, становить 6-25 мм. Ці матеріали повинні містити не більше 12 % золи, 5 % вологи, 12 % летючих і 0,5 % сірки.

### *2.1.5 Позапічна десульфурація чавуну*

Позапічна десульфурація чавуну одержує усе більш широкий розвиток у зв'язку з розширенням виробництва сталей відповідального призначення й недостатнім видаленням сірки при конвертерній плавці.

Десульфурацію проводять у чавуновізних ковшах, а на закордонних заводах також найчастіше в заливальних ковшах конвертерного цеху. У якості

десульфураторів використовують магній, карбід кальцію, соду, вапно. Досвід десульфурації вдуванням порошкоподібного вапна показав, що процес вимагає великої витрати *CaO*, супроводжується значним зниженням температури чавуну, утворенням великої кількості шлаку і втратами металу із цим шлаком. Недоліками десульфурації содою є істотне зниження температури чавуну; зниження стійкості футеровки ковшів, шкідливі виділення в навколишнє середовище.

При десульфурації вдуванням меленого карбіду кальцію зниження температури чавуну порівняно невелике (15-30 °С), але утворюється значна кількість шлаку (до 2,5 % від маси чавуну). Як наслідок, мають місце значні втрати металу. Витрата реагенту приблизно в 10 разів більше, ніж витрата магнію і приблизно у два рази більше тривалість обробки. Ступінь десульфурації, що досягається, нижче, ніж при використанні магнію. Десульфурація магнієм супроводжується мінімальним зниженням температури чавуну (5-10 °С). Шлаку утворюється в кілька разів менше, ніж при використанні інших реагентів. Також мають місце мінімальні втрати заліза зі шлаком; менше тривалість обробки й вплив на футеровку ковша; відсутні шкідливі виділення в атмосферу; витрата магнію в кілька разів нижче, ніж інших реагентів.

При аналізі економічної ефективності різних способів десульфурації необхідно враховувати не тільки витрату і вартість реагенту, але й додаткові витрати внаслідок втрат металу з утвореними при десульфурації шлаками та погіршення показників конвертерної плавки при зниженні температури чавуну. Розрахунки цих сумарних витрат для умов вітчизняних заводів показали, що вони найбільш високі при використанні вапна; далі за зростанням економічності можна розташувати в наступній послідовності способи: із застосуванням соди, карбіду кальцію, магнію. При використанні магнію, незважаючи на його високу вартість, сумарні витрати на десульфурацію у два-чотири рази менші, ніж при використанні інших реагентів.

На вітчизняних заводах застосовують десульфурацію магнієм. Його використання ускладнюється внаслідок низької температури кипіння (1117 °С) і бурхливого випару при його введенні до чавуну. Застосовують гранульований магній (частки розміром 0,5-2 мм) і рідше зливковий або пасивований (брикети із суміші часток магнію й обпаленого доломіту). Перевага останнього в порівнянні зі зливковим магнієм – менш бурхливий випар.

Гранульований магній уводять до чавуну у струмені газу-носія (повітря – природний газ) за допомогою занурювання на 2-2,5 м фурми – футерованої зовні сталевої труби, що має знизу розширення (випарна камера). У випарній камері, стикаючись із рідким чавуном, магній випаровується й разом з газом-носієм через нижній зріз камери або через наявні в ній бічні отвори випливає в обсяг рідкого чавуну, викликаючи його барботаж. Десульфурація відбувається за реакцією:

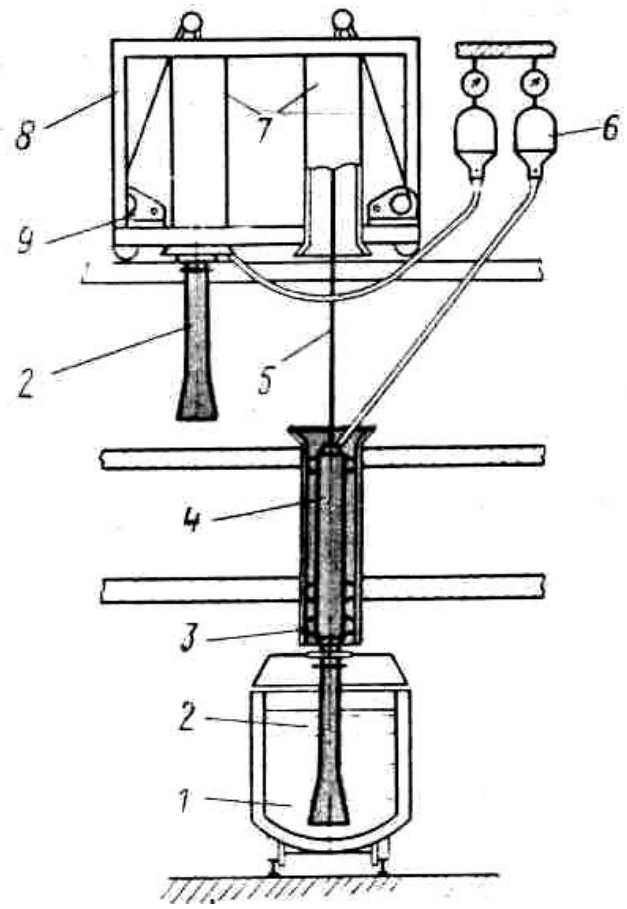
$$Mg_{газ} + [S] = MgS_{тв}. \qquad (2.2)$$

Твердий сульфід магнію *MgS*, що утворився (температура плавлення 2000 °С), спливає в шлак. Ці сірчасті шлаки необхідно скачувати із ковша перед заливанням чавуну в конвертер.

Особливості використання зливкового й пасивованого магнію полягають у наступному. Зливковий магній уводять у випарну камеру через фурму за допомогою механічних пристроїв і подають газ для створення протитиску рідкому металу й витиснення парів магнію в рідкий чавун. Брикет пасивованого магнію закладають у випарній камері, після чого фурму опускають у рідкий чавун. Оскільки в ківш необхідно ввести кілька брикетів, послідовно занурюють у ківш кілька фурм, що збільшує тривалість обробки. Крім того, відсутня можливість регулювання процесу паротворення і швидкості введення реагенту в метал. Більш широке використання гранульованого магнію пов'язане з тим, що процес уведення його в чавун повністю механізований, піддається регулюванню й автоматизації.

Швидкість випару гранульованого й зливкового магнію підтримують у межах 0,1-0,2 кг/с. На вітчизняних заводах вміст сірки знижують із 0,040-0,045 до 0,01-0,016 % у рідкому переробному чавуні, до 0,005-0,009 % у товарному рафінованому чавуні й до 0,002-0,005 % у чавуні для виплавки особливо чистої за сіркою сталі. Витрата магнію становить 0,4-1,0 кг/т чавуну й тим вище, чим вище необхідний ступінь десульфурації чавуну. Мінімальна питома витрата магнію отримана на металургійному комбінаті «Азовсталь» – 0,17 кг/т на 0,01 % вилученої сірки.

На вітчизняних заводах споруджують спеціалізовані відділення десульфурації чавуну (ВДЧ), розташовані на шляхах проходження чавуновізних ковшів з доменного цеху в сталеплавильний. ВДЧ металургійного комбінату «Азовсталь» розміщено у двоповерховому будинку, перший поверх якого чотирьохпрольотний. Два прольоти із залізничними коліями мають по п'ять секцій для ковшів. Всі секції обладнані парасолями для відводу газів і візком із двома фурменими приладами (рис. 2.1). Кожна фурма має окремий видатковий бункер. Третій проліт служить для доставки каркасів фурм, вогнетривкої маси й ін. У четвертий проліт надходять вагони із гранульованим магнієм, що розвантажують у бункери для зберігання. Відділення обладнане ділянкою виготовлення фурм. Поруч із відділенням перебуває будинок газоочищення (газ, що виділяється при десульфурації, й відводиться через парасолі містить 3-35 г/м$^3$ пилу, що складається в основному із графіту й оксидів заліза).




1 – ківш із чавуном; 2 – фурма; 3 – нижня стаціонарна напрямна; 4 – штанга фурми; 5 – трос; 6 – видатковий бункер гранульованого магнію; 7 – верхні напрямні; 8 – фурмений візок; 9 – лебідка

Рисунок 2.1 – Устаткування ділянки десульфурації чавуну гранульованим магнієм відділення десульфурації комбінату «Азовсталь»

*Джерело: [3, с. 45]*

## 2.2 Технологія виплавки сталі в конвертері з верхнім продуванням

### *2.2.1 Шихтовка плавки*

Необхідна на плавку витрата шихтових матеріалів у сучасних конвертерних цехах розраховує АСУ ТП на підставі даних, що вводять у неї, про склад шихтових матеріалів, температури чавуну, параметрах сталі, що виплавляється, й деяких інших. Витрату брухту, зокрема, розраховують такою, щоб забезпечувалася задана температура металу наприкінці продування, витрата вапна – щоб забезпечувалася необхідна основність шлаку (від 2,8 до 3,5).

Поряд із цим у цехах при постійній загальній масі чавуну й брухту на плавку встановлюється кілька стандартів на співвідношення мас чавуну й брухту. Перехід з одного стандарту на інший визначається тепловими умовами плавки. Так, якщо задану температуру металу одержують при витраті сипучих

охолоджувачів > 2 кг/т сталі (а на плавках із введенням вуглецевмісних матеріалів при витраті < 5 кг/т), то обов'язковий перехід на стандарт із більш високою часткою брухту в шихті. Застосовують також різні номограми для визначення витрати вапна. Витрата флюсів, що містять *MgO*, повинна забезпечити вміст у кінцевому шлаку 6-9 % *MgO*.

### *2.2.2 Хід плавки*

Плавка в кисневому конвертері включає наступні періоди:

- *завантаження брухту.* Сталевий брухт завантажують у нахилений конвертер совками. Їхній обсяг, для уникнення збільшення тривалості завалки, розраховують таким чином, щоб завантаження забезпечувалося одним-двома совками. Щоб уникнути пошкодження футерівки брухт у совки укладають так, щоб при завантаженні в конвертер першим попадав легковаговий брухт. Після завантаження брухту в конвертер для прискорення шлакоутворення найчастіше завантажують вапно (до 60% від загальної витрати на плавку).

- *заливання чавуну.* Рідкий чавун з температурою 1350-1450 °С заливають у нахилений конвертер одним ковшем.

- *продування.* Після заливання чавуну, конвертер повертають у вертикальне положення, уводять кисневу фурму й, включаючи подачу кисню, починають продувку. Фурма протягом продування перебуває на висоті 4,8-0,8 м від рівня ванни в спокійному стані, причому для прискорення шлакоутворення продувку починають при підвищеному положенні фурми, а через 2-4 хв. її опускають до оптимального положення (в один або кілька прийомів).

Протягом першої третини тривалості продування в конвертер декількома порціями (частіше двома-трьома) завантажують решту вапна. Першу порцію вапна завантажують після «запалювання» плавки. Разом з першою порцією вапна вводять плавиковий шпат і іноді інші флюсуючи добавки. Продування до заданого вмісту вуглецю в металі триває 12-18 хв. залежно від прийнятої в цеху інтенсивності продування, що перебуває в межах 2,5-5 $м^3/(т \cdot хв)$.

По ходу продування протікають наступні основні металургійні процеси:

1) окислювання складових рідкого металу киснем, що вдувається: окислюється надлишковий вуглець, а також кремній, марганець і невелика кількість заліза; газоподібні продукти окислювання вуглецю (*CO* і небагато $CO_2$) видаляються з конвертера через горловину, інші переходять у шлак;

2) шлакоутворення: основний шлак починає формуватися з перших секунд продування з продуктів окислювання складових металу ($SiO_2$, *MnO*, *FeO*, $Fe_2O_3$, $P_2O_5$), із вапна, що завантажується в конвертер (*CaO*), а також оксидів, внесених міксерним шлаком, іржею сталевого брухту й футерівкою, що розчиняється; основність шлаку по ходу продування зростає в міру розчинення вапна, досягаючи 2,8-3,5;

3) дефосфорація й десульфурація: в основний шлак, що утворюється, видаляється частина шкідливих домішок, що містилися в шихті, – фосфору й сірки;

4) нагрівання металу до необхідної перед випуском температури (1600-1650 °С) за рахунок тепла екзотермічних реакцій окислювання складових рідкого металу;

5) розплавлення сталевого брухту, що, як правило, закінчується протягом перших 2/3 тривалості продування;

6) видалення шкідливих газів: разом з бульбашками *CO*, які виділяються з ванни, видаляється частина розчинених у рідкому металі шкідливих газів – водню й азоту;

7) винос газами, що відходять із конвертера, дисперсних частинок заліза і його оксидів, що випаровуються у високотемпературній підфурменій зоні; при контакті з киснем навколишнього повітря ці частинки миттєво окислюються до $Fe_2O_3$, що має буре забарвлення, у зв'язку із чим це явище часто називають виділенням бурого диму.

- *відбір проб, вимір температури, очікування аналізу, коригування*. Продування повинне бути закінчено при такому вмісті вуглецю в металі, щоб після присадки розкислювачів і легуючих, що вносять вуглець, була отримана необхідна у виплавлюваній марці сталі кількість вуглецю. Момент закінчення продування визначають за показниками АСУ, кількості витраченого кисню, тривалості продування. Після закінчення продування конвертер нахиляють, відбирають пробу, відправляючи її на аналіз, і заміряють температуру металу термопарою занурення.

Якщо за результатами аналізу й заміру температури параметри металу відповідають заданим, плавку випускають. У випадку невідповідності проводять коригувальні операції:

- додування для окислювання надлишкового вуглецю;
- додування при підвищеному положенні фурми іноді з попереднім завантаженням у конвертер феромарганцю або силікомарганцю для підвищення температури металу;
- додування при підвищеному положенні фурми з попереднім завантаженням вапна для додаткового видалення фосфору й сірки; охолодження присадкою в конвертер сталевого брухту або вапна або вапняку.

- *випуск з розкисленням.* Метал з конвертера випускають через льотку, одночасно присаджуючи розкислювачі в сталерозливний ківш на струмінь металу. На багатьох заводах при випуску загущують шлак, який попадає в ківш, присадками вапна або доломіту або здійснюють відсічення конвертерного шлаку, додаючи при цьому на поверхню металу в ківш шлакові суміші для теплоізоляції металу й ізоляції його від контакту з атмосферою.

- *злив шлаку*. Шлак зливають через горловину, нахиляючи конвертер у протилежну від льотки сторону. Такий злив виключає розмивання шлаками каналу льотки.

- *огляд футерівки конвертера*. Після випуску чергової плавки візуально контролюють стан футерівки й льотки конвертера, визначаючи можливість проведення чергової плавки.

- *доведення металу в ковші*. В існуючих конвертерних цехах застосовують два варіанти закінчення технологічного процесу виробництва сталі: у ряді цехів, де передбачене розливання в виливниці, при випуску металу в ківш у нього присаджують всі необхідні розкислювачі й легуючі, кількість яких було визначено попереднім розрахунком. Після закінчення випуску ківш транспортують на розливання; кінцевий склад металу при цьому визначають за пробами, відібраними по ходу розливання. У нових цехах з безперервним розливанням сталі під час випуску металу в ківш присаджують феросплави, що містять марганець, кремній, хром і рідше інші елементи з розрахунку на нижню межу їхнього вмісту в сталі. Після закінчення випуску ківш транспортують на установку позапічної обробки (установку продування аргоном у ковші, або установку доведення сталі в ковші – УДСК, або агрегат комплексної обробки сталі – АКОС) і рідше на установку для вакуумування.

На установках продування аргоном проводять усереднення складу й температури металу в ковші шляхом перемішування; відбір проб і вимір температури з наступним коригуванням складу й температури металу; іноді розкислення металу алюмінієм. На УДСК і АКОС проводять продувку аргоном для перемішування, коригування температури й складу, легування кусковими феросплавами, розкислення, продувку порошкоподібними матеріалами для десульфурації, розкислення, легування та модифікування.

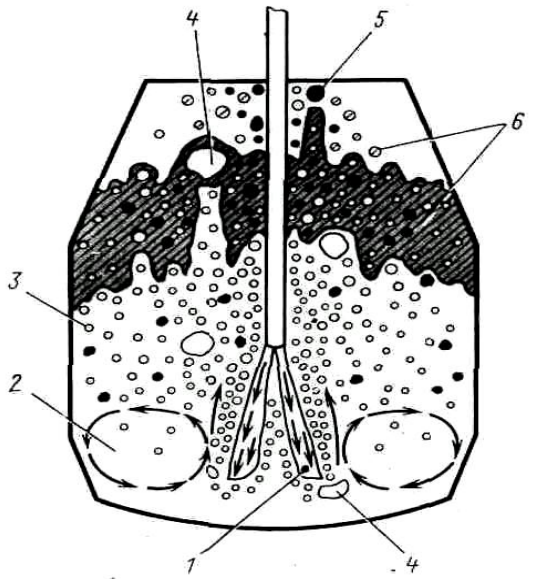
### *2.2.3 Режим дуття*

***Взаємодія струменя з ванною і її перемішування.*** Кисневі струмені, що виходять із сопел фурми, проникають у ванну й викликають у її нижній частині направлену циркуляцію, а верхні шари металу й шлаку спінюються бульбашками *CO*, які виділяються при окислюванні вуглецю. Характер взаємодії кисневих струменів з ванною й виникаючої при цьому циркуляції металу показаний на рис. 2.2. Під соплами фурми розташовані спрямовані вниз високошвидкісні потоки кисню із краплями металу, що захоплюються ними. Це первинні реакційні зони або зони продування, де весь кисень витрачається на окислювання заліза. По межах первинної зони внаслідок високої концентрації кисню окислюється багато вуглецю з утворенням *CO* і формується потужний потік спливаючих бульбашок *CO*, що захоплюють за собою метал, тому циркуляційні потоки спрямовані вгору. Оскільки контур циркуляції повинен бути замкнутим, біля стінок конвертера метал рухається вниз.

Циркуляція, тобто перемішування ванни, інтенсифікує масо- і теплообмін, прискорюючи процеси окислювання, рафінування й нагрівання металу й розплавлювання сталевого брухту. На початку й кінці продування, коли швидкість окислювання вуглецю й виділення бульбашок *CO* невелика, циркуляційні потоки ослаблені й інтенсивність перемішування ванни недостатня.

Під первинними реакційними зонами, де спливання бульбашок *CO* ускладнене, періодично формуються великі газові порожнини. Їхній обсяг при русі нагору зростає в результаті поглинання бульбашок *CO* і при виході

великих газових об'ємів з ванни утворяться сплески металу й шлаку. При цьому можуть виникати викиди через горловину конвертера.




1 – зона продування (прямого окислювання), 2 – зона циркуляції металу, 3 – бульбашки *CO*, 4 – великі газові порожнини, 5 – метал, 6 – шлак

Рисунок 2.2 – Структура ванни при продуванні киснем зверху

*Джерело: [3, с. 51]*

2.2.3.1 Параметри дуття й положення фурми

***Тиск кисню.*** Кисень уводять у конвертер через фурму з вихідними соплами Лаваля, що перетворюють енергію тиску газу в кінетичну, і забезпечують швидкість струменів на виході із сопла 500-550 м/с при статичному тиску, близькому до атмосферного. Така швидкість необхідна для проникнення струменів у ванну й повного засвоєння кисню. Розміри сопел, що забезпечують такий режим, визначають розрахунком.

Зміна тиску кисню перед соплом у порівнянні з розрахунковим веде до порушення розрахункового режиму роботи сопла. При підвищенні тиску зростають швидкість і тиск на виході із сопла (недорозширення струменя), що викликає пульсацію струменя, що передається ванні; при зниженні тиску виникає розрідження на виході із сопла (перерозширення струменя), що викликає підсмоктування крапель металу та шлаку і швидке зношення сопел. Як видно з даних рис. 2.3, при тиску кисню перед соплом менше 1,0-1,2 МПа, невеликі його зміни викликають істотну зміну швидкості кисневого струменя, тобто розрахункового режиму роботи сопла. При більших тисках ці коливання незначні, тому тиск кисню перед соплом повинен бути > 1,2 МПа. Оскільки втрати напору (тиску) у киснепідводному шлангу й фурмі, як правило, становлять 0,4-0,7 МПа, тиск у киснепроводі повинен бути > 1,6 МПа (частіше становить 1,6-2,0 МПа).

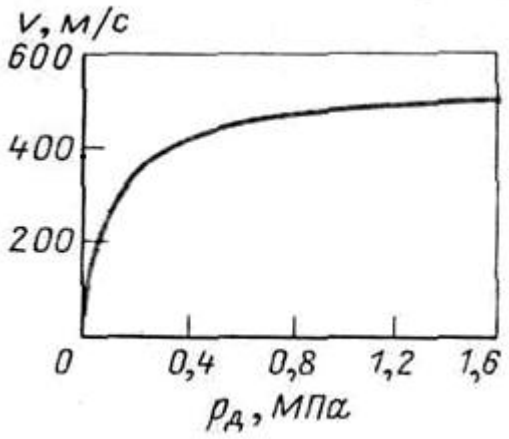



Рисунок 2.3 – Залежність швидкості витікання кисню $\upsilon$ сопла від тиску дуття перед соплом $P_д$

*Джерело: [3, с. 53]*

***Питома витрата кисню***, тобто витрата на 1 т виплавленої сталі (м$^3$/т), визначається кількістю складових чавуну, що окислюються за час продування, і сталевого брухту. Він змінюється в межах 47-60 м$^3$/т сталі, зростаючи при збільшенні вмісту домішок, що окислюються, і знижується при збільшенні частки сталевого брухту в шихті, оскільки брухт містить менше елементів, що окислюються, ніж чавун.

Витрата кисню в одиницю часу (м$^3$/хв) зазвичай тим вище, чим більше ємність конвертера й для великовантажних конвертерів досягає 1500-2000 м$^3$/хв. Збільшення витрати кисню досягають шляхом збільшення у фурмі числа й діаметра сопел Лаваля.

***Інтенсивність продування*** $J$ [м$^3$/(т·хв)] не залежить від ємності конвертера і, як правило, є постійною в умовах того або іншого конвертерного цеху. Вона перебуває в межах від 2,5 до 5-6 м$^3$/(т·хв).

Величина $\tau$ визначає ***тривалість продування*** (хв), що так само, як і інтенсивність продування, не залежить від ємності конвертера. Зв'язок між величинами $\tau$ і $J$ приблизно наступний: $\tau = Q / J$, де $Q$ – питома витрата кисню, яка дорівнює, як зазначалося, 47-60 м$^3$/т. Для зменшення тривалості плавки інтенсивність продування прагнуть збільшити. Однак досвід показав, що після перевищення деякого припустимого рівня інтенсивності продування починаються викиди металу й шлаку з конвертера. Пояснюється це тим, що при збільшенні витрати кисню зростає швидкість окислювання вуглецю й, отже, кількість бульбашок *CO*, що спінюють ванну. При підйомі ванни, яка спінилася, до рівня горловини можуть з'явитися викиди.

Припустимий рівень інтенсивності продування тим вище, чим більше питома ємність конвертера, відношення *H/D* (висоти робочого обсягу до діаметра), число сопел у фурмі n залежить також від особливостей технології процесу. При існуючій у цеху технології й розмірах конвертера збільшення інтенсивності продування без виникнення при цьому викидів можна досягти, збільшуючи число сопел у кисневій фурмі. Щоб при збільшенні інтенсивності

продування (наприклад від $J_1$ до $J_2$) рівень спінювання ванни, а отже, імовірність виникнення викидів, залишалися на попередньому рівні, між величинами $J$ і числом сопел у фурмі n повинне дотримуватися наступне співвідношення:

$$J_1/J_2=(n_1/n_2)^b \ , \qquad (2.3)$$

де $b = 0,7\text{-}1,0$.

Число кисневих струменів (число сопел у фурмі) прагнуть збільшити, оскільки це дозволяє збільшити витрату кисню (інтенсивність продування) без появи викидів і забезпечує більш м'яку продувку з більш швидким збагаченням шлаку оксидами заліза, що прискорює шлакоутворення. Разом з тим при збільшенні числа сопел, щоб уникнути злиття кисневих струменів, доводиться збільшувати кут нахилу струменів (осі сопел) до вертикалі. При такому збільшенні кисневі струмені наближаються до футерівки стін, і в конвертерах малої ємності (з малим діаметром робочого обсягу) це викликає підвищене зношення футерівки. У зв'язку із цим у невеликих конвертерах число сопел фурми менше, ніж у великовантажних, й воно, як правило, зростає в міру збільшення ємності конвертерів (чотирьохсоплові фурми для 100 т конвертерів і шестисоплові для 350 т конвертерів).

Висота розташування фурми має оптимальні межі. При надмірно високому положенні фурми кисневі струмені не проникають в метал («поверхневий обдув») і ступінь засвоєння кисню низька. При надмірно низькому положенні («тверде продування») підсилюється винос крапель металу газами, що відходять, збільшується абразивне зношування головки фурми краплями металу, істотно вповільнюється шлакоутворення. З урахуванням цього в конвертерах різної ємності фурму встановлюють на висоті, що відповідає відстані до рівня ванни в спокійному стані від 0,8 до 4,8 м. У цих межах висота, як правило, зростає при збільшенні ємності конвертера.

Дійсна відстань від фурми до ванни по ходу продування змінюється внаслідок спінювання металу й шлаку. На початку й наприкінці продування, коли швидкість окислювання вуглецю невелика і метал спінюється незначно, фурма перебуває над ванною. У середині продування, коли інтенсивність окислювання вуглецю сильно зростає, велика кількість бульбашок монооксиду вуглецю спінює верхню частину ванни й фурма виявляється зануреної в утворену газошлакометалеву емульсію (продування в режимі заглибленого струменя, рис. 2.2); при цьому рівень ванни може досягати горловини конвертера.

Зміну висоти положення фурми під час продування використовують для регулювання окисленості шлаку і прискорення його формування. При цьому враховують, що в підфурменій зоні кисень, який вдувається, витрачається переважно на пряме окислювання заліза, а оксиди, що утворяться, можуть розчинятися як у металі, так і в шлаку. При великому заглибленні кисневих струменів у металеву ванну весь кисень засвоюється металом. Зменшення заглиблення струменів наближає зону прямого окислювання до шлаку і в шлак

переходить більше оксидів заліза, що утворюються в цій зоні. Збагачення шлаку оксидами заліза, як відомо, істотно прискорює розчинення вапна, тобто шлакоутворення (при цьому трохи зменшується надходження кисню в метал і, отже, швидкість окислювання вуглецю).

***Підвищення висоти фурми на початку продування.*** Як правило, для прискорення шлакоутворення продувку починають при підвищеному положенні фурми (4,8-2,5 м від рівня ванни в спокійному стані), а потім через 2-4 хв. цю відстань знижують в один або кілька прийомів до оптимального (0,8-2,1 м для конвертерів різної ємності).

Короткочасний підйом фурми використовують у ряді цехів для запобігання згортання шлаку. У період можливого згортання (затвердіння) шлаку фурму піднімають на 0,2-0,3 м, що приводить до збагачення шлаку оксидами заліза й розрідженню шлаку.

Опускання фурми на 0,2-0,5 м в останні хвилини продування застосовують при виплавці низьковуглецевої сталі для того, щоб зменшити окисленість шлаку, тобто втрати заліза зі шлаком. При цьому зростає ймовірність прогару головки фурми.

Зменшення тиску й витрати кисню так само, як і підйом фурми, викликає зменшення заглиблення кисневих струменів у ванну й в результаті цього шлак збагачується оксидами заліза. Подібний прийом регулювання окисленості шлаку також іноді застосовують у деяких цехах.

***Циклічна зміна витрати кисню.*** На низці заводів освоєний режим продування, при якому через певні проміжки часу чергуючи збільшують і зменшують витрату кисню в межах 10-20% від його максимальної витрати; періодичність циклічних змін становить від 20 с до 1 хв. На рис. 2.4 показаний один із застосовуваних на НЛМК режимів циклічного продування, при якому на початку продування витрату кисню змінюють із періодом 20 с, поступово збільшуючи його до кінця продування до 90 с. Циклічну зміну витрати кисню припиняють при вмісті в металі 0,1-0,2 % *C*, тому що після зниження швидкості окислювання вуглецю при циклічній продувці відбувається збільшення вмісту азоту в металі (у результаті розчинення потрапляючого в конвертер азоту).

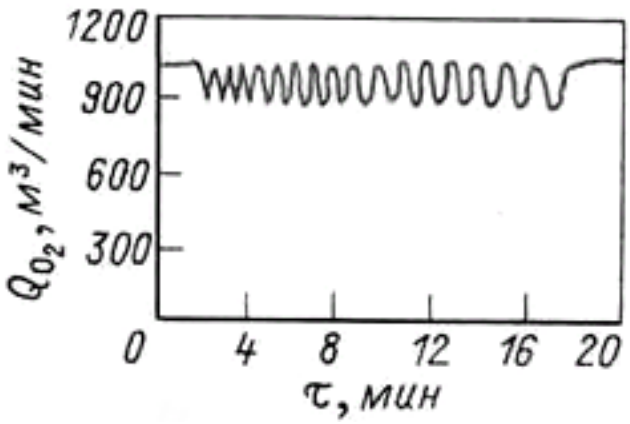



Рисунок 2.4 – Графік зміни витрати кисню $Q_{o_2}$ при циклічному продуванні ($\tau$ – тривалість продування)

*Джерело: [3, с. 57]*

Циклічне продування стабілізує процес окислення вуглецю. Крім коливань швидкості окислення й у зв'язку із цим воно зменшує ймовірність викидів, веде до зниження окисленості металу й шлаку, трохи підвищує вихід рідкої сталі й викликає підвищення стійкості футерівки конвертера.

### *2.2.4 Реакції окислювання*

У процесі продування подаваний у конвертер кисень окислює надлишковий вуглець, а також кремній, більшу частину марганцю й деяку кількість заліза. Окислювання домішок рідкого металу – вуглецю, кремнію й марганцю – можна представити наступними результуючими реакціями:

$$[C] + ½O_2 = CO\ , \quad (2.4)$$

$$[Si] + O_2 = (SiO_2), \quad (2.5)$$

$$[Mn] + ½O_2 = (MnO) \quad (2.6)$$

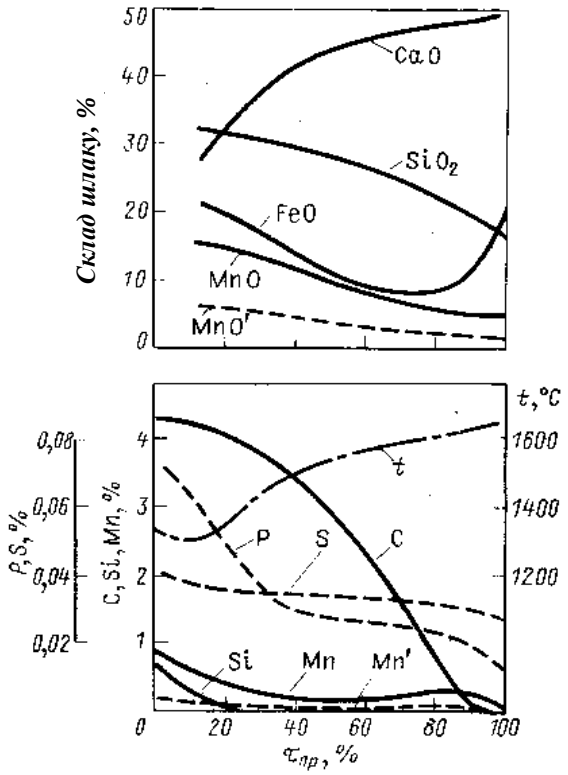



Рисунок 2.5 – Зміна складу металу й шлаку по ходу продування киснем зверху ($Mn'$ і $MnO'$ – значення, характерні для переділу маломарганцевистого чавуну), $\tau_{пр}$ – тривалість продування

*Джерело: [3, с. 58]*

Однак у результаті безпосередньої взаємодії з газоподібним киснем окислюється лише незначна частина домішок. Окислювання більшої частини домішок протікає за двохстадійною схемою: спочатку в підфурменій зоні в

наслідок контакту кисневого струменя з металом окислюється залізо: $Fe + ½O_2 = FeO$ (його окислювання пояснюється тим, що концентрація заліза в кілька десятків разів вище концентрації інших елементів, тому із киснем, що вдувається, насамперед контактують атоми заліза); *FeO*, що утвориться, розчиняється частково в металі: $FeO \rightarrow [O] + Fe$ і частково в шлаці: $FeO \rightarrow (FeO)$. Потім протікає друга стадія – окислення вуглецю, кремнію, марганцю, киснем, розчиненим у металі [*O*] і шлаку (*FeO*). Відповідно окислення, наприклад, вуглецю йде за наступними схемами:

$$а)\ Fe + ½O_2 = (FeO); \qquad [C] + (FeO) = CO + Fe; \tag{2.7}$$

$$б)\ Fe + ½O_2 = [O] + Fe; \qquad [C] + [O] = CO. \tag{2.8}$$

Таким чином, для продування в конвертері характерно пряме окислення заліза в зоні контакту кисневого струменя з металом (в «первинній підфурменій зоні») і окислення інших складових металу в результаті вторинних реакцій на межі з первинною реакційною зоною й в решті ванни.

***Окислення кремнію й марганцю*** так само, як і вуглецю, починається з моменту подачі кисню (рис. 2.5), причому весь кремній і більша частина марганцю окислюються в перші хвилини продування. Більш швидке їхнє окислення в порівнянні з вуглецем пояснюється тим, що при порівняно низьких температурах на початку продування (1300-1450 °С) кремній і марганець мають більшу хімічну спорідненість до кисню, ніж вуглець.

Окислення кремнію закінчується в перші 3-5 хв. продування й надалі по ходу плавки рідкий метал практично кремнію не містить. Реакція окислення кремнію протікає до його повної витрати і є незворотною, оскільки продукт окислення $SiO_2$ (кислотний оксид) зв'язується в основному конвертерному шлаку в міцне з'єднання $2CaO \cdot SiO_2$.

Інтенсивне окислення марганцю спостерігається на початку продування, коли при низьких температурах він має велику хімічна спорідненість до кисню; до 3-5 хв. продування окислюється ~ 70 % марганцю, що міститься в чавуні. Надалі поводження марганцю визначається рівновагою екзотермічної реакції:

$$[Mn] + (FeO) = (MnO) + Fe + 123360\ Дж/моль \tag{2.9}$$

Щодо цієї реакції характерні (див. рис. 2.5) наступні особливості поводження марганцю: при зменшенні вмісту *FeO* у шлаку в другій половині продування вміст марганцю в металі зростає, тобто марганець відновлюється зі шлаку; наприкінці продування, коли внаслідок підсиленого окислення заліза вміст оксидів заліза в шлаку зростає, спостерігається вторинне окислення марганцю. Кінцевий вміст марганцю в металі залежить насамперед від його вмісту в чавуні й зростає при підвищенні температури металу наприкінці продування й зниженні окисленості шлаку (він перебуває в межах від 0,3-0,35 до 0,03-0,05 %; нижня межа – при переробці маломарганцевистих чавунів).

***Окислення вуглецю*.** Вуглець у кисневому конвертері окислюється переважно до *CO*; до $CO_2$ окислюється ~ 10 % вуглецю, що міститься в чавуні.

Швидкість окислення вуглецю по ходу продування (рис. 2.6) істотно змінюється. На початку продування вона невелика (0,1-0,15 % *С* / хв), оскільки частина кисню, що вдувається, витрачається на окислення кремнію й марганцю, які мають високу хімічну спорідненість до кисню при низьких температурах. Надалі, внаслідок збільшення хімічної спорідненості вуглецю до кисню при підвищенні температури й зменшенні витрати кисню на окислення марганцю й кремнію швидкість окислення вуглецю зростає, а потім залишається протягом тривалого часу майже постійною. У цей період весь кисень, що вдувається, витрачається на окислення вуглецю, а швидкість окислення вуглецю (0,45-0,5 %*С*/хв і іноді більше) визначається інтенсивністю подачі кисню. Наприкінці продування швидкість окислення вуглецю знову знижується внаслідок зменшення вмісту вуглецю в металі.

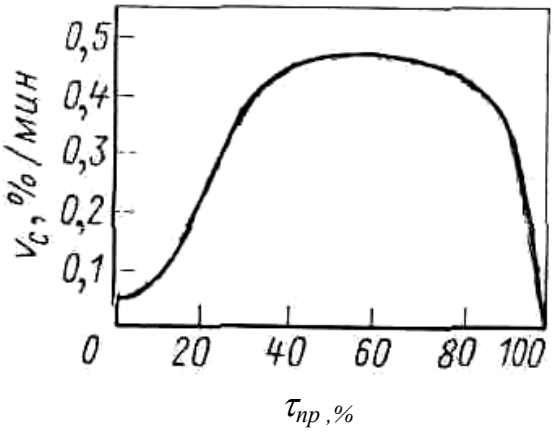



Рисунок 2.6 – Зміна швидкості окислення вуглецю $V_c$ по ходу продування $\tau_{пр}$

*Джерело: [3, с. 59]*

По ходу продування найчастіше відбуваються пульсації швидкості окислення вуглецю (короткочасні підйоми й спади відносно середнього значення). Ці пульсації значні на плавках з холодним початком процесу й підвищенням при цьому окисленості шлаку. Сильні пульсації швидкості окислення вуглецю зазвичай викликають викиди металу й шлаку з конвертера.

Роль реакції окислення вуглецю в киснево-конвертерній плавці значна. Це пояснюється наступним:

- окислення вуглецю дає більшу частину тепла для нагрівання ванни;
- тривалість окислення вуглецю визначає тривалість продування;
- бульбашки *СО*, що виділяються, забезпечують перемішування ванни, завдяки чому вирівнюється склад і температура, прискорюється нагрівання металу;
- внаслідок перемішування металу й шлаку прискорюється дефосфорація й десульфурація;
- з бульбашками *СО* видаляються розчинені в металі шкідливі гази – водень і азот;
- бульбашки *СО* спінюють ванну, завдяки чому можуть виникати викиди.

### *2.2.5 Дефосфорація й десульфурація*

***Дефосфорація.*** Основними джерелами потрапляння фосфору в конвертер є рідкий чавун, а також сталевий брухт. У процесі продування видалення з металу в шлак фосфору відбувається за реакціями:

$$2[P] + 5(FeO) + 3(CaO) = (3CaO \cdot P_2O_5) + 5Fe, \quad (2.10)$$

$$2[P] + 5(FeO) + 4(CaO) = (4CaO \cdot P_2O_5) + 5Fe, \quad (2.11)$$

що йдуть з виділенням тепла ( ~ 700 кДж/ моль).

Для успішного їх протікання необхідні підвищені основність і окисленість шлаку і невисока температура. При плавці в кисневому конвертері створюються сприятливі умови для видалення фосфору: швидке формування основних шлаків з порівняно високою окисленістю (високим вмістом оксидів заліза) і порівняно непогане перемішування металу зі шлаком. Дефосфорація починається відразу після початку продування у зв'язку з тим, що відразу починає формуватися основний шлак з високим вмістом *FeO*. Оскільки реакція видалення фосфору протікає з виділенням тепла, дефосфорація найбільш інтенсивно протікає при порівняно низькій температурі, тобто в першій половині продування.

Кінцевий вміст фосфору в металі залежить від кількості шлаку і повноти протікання реакції дефосфорації, що зазвичай характеризують коефіцієнтом розподілу фосфору між шлаком й металом – $(P_2O_5)$ / $[P]$. Ця величина в умовах киснево-конвертерного процесу змінюється від 40 до 100-120 і в цих межах тим вище, чим вище основність і окисленість шлаку і чим нижче температура металу наприкінці продування. Крім того, значення $(P_2O_5)$ / $[P]$ підвищується при поліпшенні перемішування металу зі шлаком, зниженні в'язкості шлаку і при більш ранньому шлакоутворенні, тому що при цьому збільшується тривалість контакту металу зі шлаком. Одержанню більш низького вмісту фосфору наприкінці продування сприяє також збільшення кількості шлаку, оскільки при певному досягнутому значенні коефіцієнта розподілу, кількість фосфору в шлаку тим більше, чим більше маса шлаку. Зазвичай при вмісті фосфору в чавуні < 0,3 % метал наприкінці продування містить менше 0,02-0,04 % *P*.

***Десульфурація.*** Сірка надходить у кисневий конвертер з рідким чавуном, сталевим брухтом, міксерним (доменним) шлаком, вапном, а також із твердим паливом у випадку його використання. Чавун може містити до 0,035-0,05 % *S*; шлак в заливальному ковші до 2 % *S*, а після позапічної десульфурації до 3-4 % *S*; вапно, отримане в обертових печах і печах киплячого шару – до 0,06 % *S*, а отримане в шахтних печах – до 0,1-0,2 % *S*; тверде паливо – до 0,5-2 % *S*. Багато сірки може внести шлак, у зв'язку із чим необхідна організація його скачування із заливальних ковшів перед зливом чавуну в конвертер.

У процесі продування небагато сірки (5-10% від загальної кількості вилученої сірки) окислюється киснем дуття й видаляється у вигляді $SO_2$ з

газами, що відходять. Інша сірка розподіляється між шлаком і металом відповідно до рівняння реакції десульфурації:

$$[S] + Fe + (CaO) = (CaS) + (FeO), \qquad (2.12)$$

тепловий ефект якої близький до нуля. Ця реакція може успішно протікати при великій кількості в шлаку *CaO* і малій – *FeO*. Оскільки конвертерні шлаки містять велику кількість *FeO* (від 8 до 20-25 %), то умови для десульфурації несприятливі й вона одержує обмежений розвиток. Ступінь десульфурації не перевищує 30-40%, а коефіцієнт розподілу сірки між шлаком і металом (*S*) / [*S*] може змінюватися від 2 до 10-12.

Ступінь десульфурації, що досягається при плавці, визначається насамперед основністю шлаку, збільшуючись при її підвищенні. Вона зростає при збільшенні кількості шлаку, при збільшенні тривалості продування й більш ранньому шлакоутворенні (при збільшенні тривалості взаємодії металу з основним шлаком, який формується) і при підвищенні температури, оскільки при цьому знижується в'язкість шлаку, що прискорює протікання процесу десульфурації.

Відносно високі показники десульфурації (ступінь десульфурації до 40% і коефіцієнт розподілу сірки до 10-12) досягалися переважно в минулі роки, коли тривалість продування в багатьох цехах досягала ≥25 хв. В останні роки внаслідок підвищення інтенсивності продування її тривалість помітно зменшилася, погіршилися умови шлакоутворення, особливо при переділі низькомарганцевистих чавунів і у зв'язку із цим погіршилися показники десульфурації: коефіцієнт розподілу сірки (S) /[S], як правило, не перевищує 4-6 одиниць.

З урахуванням цього, а також у зв'язку з необхідністю виплавки в кисневих конвертерах високоякісних сталей з малим вмістом сірки (менше 0,02-0,03 %), питання десульфурації на багатьох заводах вирішується методом рафінування чавуну в ковшах перед їхньою доставкою в конвертерний цех.

### *2.2.6 Конвертерні шлаки та шлакоутворення*

Параметри шлакового режиму – склад, в'язкість, кількість шлаку і швидкість його формування – в значній мірі впливають на якість сталі, вихід придатного металу, стійкість футерівки і низку інших показників конвертерної плавки.

***Джерела шлакоутворення і роль шлаку***

До основних джерел утворення шлаку можна віднести вапно (*CaO*), що завантажується в конвертер, і продукти окислення складових чавуну ($SiO_2$, *MnO, FeO,* $Fe_2O_3$, $P_2O_5$). Крім того, у шлак надходять оксиди футерівки, що розчиняється (*CaO, MgO*); деяка кількість міксерних шлаків ($SiO_2$, *CaO, MnO, MgO, FeO,* $Al_2O_3$, *MnS*); оксиди заліза з іржі сталевого брухту та складові флюсів. Для розрідження шлаку застосовують плавиковий шпат, що вносить $CaF_2$ і небагато $SiO_2$; іноді застосовують боксит, залізорудні окатиші,

флюоритові й марганцеві руди, агломерат, спеціальні комплексні флюси, різні відходи (шлак від виробництва силікомарганцю, відпрацьований шлак безперервного розливання й ін.).

Шлаковий режим повинен забезпечити досить повне видалення фосфору й, за можливості, сірки з металу під час продування. Із цією метою основність шлаку повинна бути досить високою (від 2,8 до 3,5), а в'язкість невелика, тому що в густих шлаках уповільнюються процеси дифузії компонентів, що беруть участь у реакціях дефосфорації й десульфурації. При надмірно великій основності (> 3,6) шлак починає переходити в гетерогенний стан; при недостатній основності, тобто підвищеному вмісті в шлаку $SiO_2$, крім погіршення видалення фосфору й сірки підсилюється роз'їдання шлаком футерівки. Зношування футерівки істотно підсилюється при надмірній рідкоплинності шлаку і підвищеному вмісті в ньому оксидів заліза й зростає при збільшенні кількості шлаку. Збільшення маси шлаку і його надмірна окисленість сприяють появі викидів і ведуть до росту втрат заліза із шлаком, що зливається, у вигляді оксидів. Підвищення окисленості шлаку викликає також збільшення вигару розкислювачів. При занадто густому шлаку й підвищеній його кількості зростають втрати заліза зі шлаком у вигляді корольків. Збільшення кількості шлаку викликає додаткову витрату тепла, яка втрачається зі шлаком, що зливається.

***Формування основного шлаку***

У зв'язку з короткочасністю продування надзвичайно важливо забезпечити дуже раннє формування шлаку, інакше внаслідок недостатньої тривалості контакту металу зі шлаком не встигнуть завершитися дефосфорація та десульфурація. Крім того, при продуванні без шлаку спостерігається підвищений винос крапель металу з газами, що відходять, і прискорений знос фурми.

Формування основного шлаку зводиться до розчинення кускового вапна, що завантажується в конвертер, в шлаковій фазі (продуктах окислення складових чавуну ($SiO_2$, $MnO$, $FeO$, $Fe_2O_3$), яка утворюється з перших секунд продування. Вапно тугоплавке (температура плавлення $CaO$ становить 2570 °С), тому для її розчинення необхідно, щоб $CaO$ вступала у взаємодію зі складової навколишньої шлакової фази і при цьому утворювалися б легкоплавкі хімічні сполуки, які розплавлялися б при температурах конвертерної ванни.

Практика показала, що без вживання спеціальних заходів розчинення вапна відбувається повільно. Це пояснюється тим, що в шлаковій фазі, яка утворюється в перші секунди продування, міститься велика кількість $SiO_2$ і, взаємодіючи із цим оксидом, шматки вапна покриваються тугоплавкою оболонкою із двохкальцієвого силікату $2CaO \cdot SiO_2$ (температура плавлення 2130 °С), що перешкоджає подальшому розчиненню. У зв'язку із цим необхідно додавати компоненти, що знижують температуру плавлення цього силікату й вапна. З компонентів, які широко застосовуються, у чорній металургії, найбільше ефективно для зниження температури є введення $CaF_2$, оксидів заліза, у трохи меншому ступені $MnO$; ефективним може бути також введення в

шлак $Na_2O$, $K_2O$, різних фторидів і частково $Al_2O_3$. З урахуванням цього на початку продування забезпечують високий вміст у шлаку $FeO$ (продувкою при підвищеному положенні фурми) і в конвертер уводять плавиковий шпат і іноді інші флюси.

***Шлаковий режим***

Для збагачення шлаку, що формується, оксидами заліза з метою прискорення розчинення вапна продувку починають при підвищеному положенні фурми. Найчастіше, щоб прискорити розчинення вапна першу його порцію (40-60% від загальної витрати) завантажують у конвертер на сталевий брухт перед заливанням чавуну, а при зношеній футерівці – до завантаження брухту.

Кількість вапна, що залишилася, або все вапно, якщо його не завантажували до заливання чавуну, уводять у конвертер двома або декількома порціями протягом першої третини тривалості продування. Допускається присадка невеликої кількості вапна (до 20 % від її загальної витрати) на початку останньої третини продування. Розосередження подачі вапна на кілька порцій обов'язкове. Якщо завантажувати всі шлакоутворюючі відразу, то це викличе охолодження ванни, злипання шматків вапна й повільне шлакоутворення.

Першу по ходу продування порцію вапна завантажують після «запалювання» плавки; разом з нею завантажують плавиковий шпат або його замінники. Якщо застосовують сипучі охолоджувачі, їх рекомендується вводити із другою й третьою присадкою вапна й у другій половині продування. Присадка охолоджувачів повинна бути закінчена не пізніше, ніж за 2-3 хв. до закінчення продування.

Загальна витрата вапна становить 6-8 % від маси плавки; її визначають розрахунком так, щоб забезпечувалася необхідна основність шлаку ($CaO/SiO_2$ = *2,8-3,5*). Витрата плавикового шпату становить 0,15-0,3 % і іноді більше.

Характер поводження основних складових шлаку по ходу продування ілюструють дані рис. 2.5. Первинний шлак складається в основному із продуктів окислення складових рідкого чавуну – оксидів $SiO_2$, $FeO$, $MnO$. По ходу продування в результаті розчинення вапна вміст $CaO$ в шлаку зростає, а вміст $SiO_2$, $MnO$ і $FeO$ знижується. Помітно зменшується вміст $FeO$ у період найбільш інтенсивного окислення вуглецю (середина продування), коли сильний розвиток одержує реакція окислення вуглецю киснем оксидів заліза шлаку. Наприкінці продування при малому вмісті вуглецю в металі починає окислятися залізо й вміст його оксидів у шлаку швидко зростає.

У період найбільш низької окисленості шлаку, внаслідок малого вмісту оксидів заліза, температура затвердіння шлаку зростає й найчастіше починається його часткове затвердіння («згортання»). При цьому починаються виноси крапель металу з конвертера, прискорений знос фурми, припиняється видалення в шлак сірки й фосфору. Щоб уникнути «згортання» у цей період рекомендується присадка плавикового шпату й короткочасний підйом фурми, що викликає збагачення шлаку оксидами заліза.

Склад кінцевого шлаку наступний, %: $CaO$ (43-52); $SiO_2$ (14-22); $FeO$ (8-25); $Fe_2O_3$ (2-6); $MnO$ (3-12); $Al_2O_3$ (3-7); $MgO$ (1,5-4); $P_2O_5$ (0,5-4); $CaF_2 < 3$; $CaS < 1$.

Співвідношення вмістів $CaO$ й $SiO_2$ визначається основністю шлаку, яка задається при розрахунку шихти й регулюють, змінюючи витрату вапна. Вміст $MnO$ у шлаку зростає при збільшенні вмісту марганцю в чавуні й окисленості шлаку. Кількість $MgO$ тим вище, чим сильніше зношується футерівка, складові якої переходять у шлак. Вміст оксидів заліза тим вище, чим нижче вміст вуглецю в металі в момент закінчення продування; при цьому вміст $Fe_2O_3$ у три-чотири разів нижче вмісту $FeO$. Типовою технологічною інструкцією рекомендується одержання кінцевих шлаків з наступним вмістом у ньому $FeO$: 14-25 % при вмісті на випуску < 0,08 % $C$; 12-18 % при 0,08-0,12 % $C$; 8-14 % при > 0,12 % $C$.

Кількість шлаку, що утвориться, дорівнює 10-17 % від маси сталі.

***<u>Спеціальні флюси для шлакоутворення</u>***

Численні опитно-промислові дослідження показали, що істотне прискорення шлакоутворення забезпечує застосування комплексних флюсів, які завантажують у конвертер разом з вапном або замість нього. Ці флюси містять оксид кальцію й компоненти, що утворюють із ним легкоплавкі сполуки, які полегшують розчинення $CaO$ в шлаку (це оксиди заліза, $MnO$, $MgO$ і іноді інші). Крім забезпечення більш раннього формування шлаку і поліпшення пов'язаних із цим показників конвертерної плавки, флюси забезпечують зниження витрати вапна й дозволяють зменшити або виключити витрату плавикового шпату, який дефіцитний і дорогий і випари якого шкідливі для навколишнього середовища. Для одержання флюсів можуть бути використані всілякі відходи виробництва, у тому числі кінцеві конвертерні шлаки, шлами газоочищення та ін.

Випробувано різні комплексні флюси: рудо-вапняні окатиші й брикети, флюси різного складу, флюси типу «вапно в оболонці». Недоліком рудо-вапняних флюсів є їх висока охолоджувальна здатність. Ефективне застосування флюсів, що містять компоненти первинних шлаків у вигляді легкоплавких сполук (з температурою плавлення 1200-1300 °С). Їхнє використання істотно змінює характер формування первинних основних шлаків – процес розчинення шматків тугоплавкого вапна, що, як правило, лімітує шлакоутворення, заміняється простим розплавленням легкоплавких фаз. Однак виробництво таких флюсів складне й дороге. Їхньою заміною можуть служити флюси, у яких є ділянки легкоплавкої фази. В останні роки перспективним визнане застосування порівняно простих у виготовленні комплексних флюсів у вигляді шматків вапна, покритих оболонкою.

Флюси «вапно в оболонці» одержують шляхом введення в обертові вапновипалювальні печі на заключній стадії випалу пилоподібних матеріалів, що містять оксиди заліза й іноді марганцю (уводять залізорудні й марганцеві концентрати, окалину, конвертерний шлам, колошниковий пил і ін.). Добавки, що вводять, нагріваються, потрапляють на поверхню шматків вапна й

дифундують углиб з утворенням хімічних сполук. Виходить флюс у вигляді шматків вапна, покритих оболонкою товщиною до 10 мм із сполук $CaO$ з оксидами заліза й іноді іншими (одне з назв такого флюсу – озалізненне вапно).

Застосування флюсу прискорює шлакоутворення, оскільки виключається утворення на поверхні шматків вапна на початку продування тугоплавкої сполуки $2CaO \cdot SiO_2$, що перешкоджає розчиненню вапна (утворюються легкоплавкі сполуки із $CaO$, $SiO_2$, $FeO$ і $Fe_2O_3$ у зв'язку із вмістом оксидів заліза в оболонці флюсу). Розчинення серцевини флюсу, що представляє собою чисте вапно, відбувається пізніше, коли оксид $SiO_2$ уже не робить шкідливого впливу, оскільки пов'язаний в сформованому основному шлаку. Перевагою флюсу в порівнянні з вапном є полегшення транспортування й зберігання, оскільки завдяки наявності оболонки в нього значно нижче стиранність (у два рази) і схильність до пилоутворення й гідратації.

При виробництві озалізненого вапна на НЛМК витрачали 10-15 % окалини, або 15-20% конвертерного шламу від маси вапняку, на Єнакіївському металургійному заводі – залізорудний концентрат у кількості, що забезпечила одержання 3,3 % $FeO$ від маси флюсу. Застосування флюсу забезпечило прискорення шлакоутворення при зменшенні витрати вапна й плавикового шпату, сприяло поліпшенню десульфурації й зниженню кількості викидів у зв'язку зі сприятливими умовами шлакоутворення.

Зпечений флюс на основі шламу конвертерної газоочистки випробуваний в 160-т конвертерах НЛМК. Флюс одержували спіканням на агломераційній машині конвертерного шламу, відсівань вапняку й доломіту з добавкою коксу; флюс містив -50% ($CaO + MgO$) і 30% $FeO$. При завантаженні на початку продування флюсу в кількості 13-30 кг/т сталі забезпечувалося раннє шлакоутворення, спокійне (без викидів) продування. Досягнуто підвищення виходу придатного на 0,5-1 %, зниження витрати вапна на 12-25 % і витрати кисню на 3-4 % при повному виключенні присадок у конвертер плавикового шпату.

### 2.2.6.1 Застосування відходів виробництва замість шлакоутворюючих

В останні роки поширюється застосування замість шлакоутворюючих матеріалів різних відходів виробництв, що забезпечують прискорення шлакоутворення й ресурсозбереження.

***Шлаки від виробництва силікомарганцю*** застосовують на ряді заводів при переробці маломарганцевистих чавунів. Ці шлаки містять 16-19 % $MnO$; 10-16 % $CaO$; 34-50% $SiO_2$; 8-10% $A1_2O_3$; 3-5 % $MgO$; 0,6-1,0% $S$. Витрата шлаку, який зазвичай, вводять в завалку становить 6-12 кг/т сталі. Забезпечується істотне прискорення шлакоутворення; знижується витрата плавикового шпату; у результаті відновлення $MnO$ шлаку підвищується вміст марганцю в металі, що приводить до економії марганцевих феросплавів у кількості 0,2-1,3 кг/т.

***Шлак від виробництва силуміну.*** У конвертерах металургійного комбінату «Криворіжсталь» застосували шлак від виробництва силуміну

наступного складу, %: $Al_{мет}$ – 26; $Si_{мет}$ – 17; $SiC$ – 18; $Al_2O_3$ – 30; $SiO_2$ – 2; ($Na$ + $K$) – 2. Шлак в кількості 3,5-4 кг/т сталі вводили в конвертер двома порціями на початку продування. При цьому покращилися умови шлакоутворення й десульфурації, досягнуте зменшення витрати чавуну на 10 кг/т і плавикового шпату на 1,3 кг/т.

***Тверді оборотні шлаки.*** На ряді заводів при переділі низькомарганцевистих чавунів випробуване використання твердих конвертерних шлаків попередніх плавок. Шлак вводять у конвертер під час завалки замість частини вапна в кількості від 6 до 20 кг/т сталі. При цьому забезпечується прискорення шлакоутворення, «м'який» без виносів і викидів початок продування, зниження витрати вапна й плавикового шпату, деяке збільшення виходу придатного й зниження окисленості шлаків. За досвідом ЧерМК застосування оборотних шлаків дозволяє обійтися без застосування плавикового шпату.

### *2.2.7 Випуск, розкислення і навуглецювання*

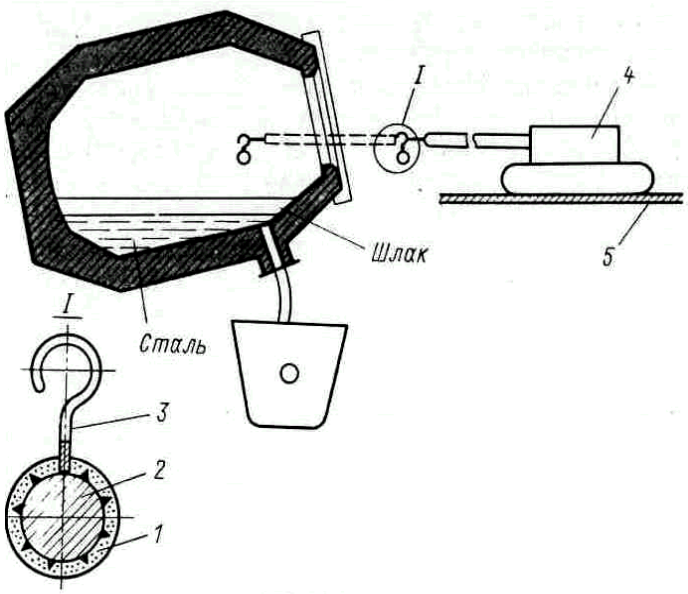
Випуск сталі відповідно до типової технологічної інструкції повинен тривати для конвертерів місткістю до 60 т – 3-5 хв, 100-200 т – 3-8 хв, 200-350 т – 3-10 хв. В існуючих цехах швидкість випуску в 130-160-т конвертерах перебуває в межах 25,5-32,3 т/хв; в 250-350 т – 37-60 т/хв. Встановлено, що при збільшенні тривалості випуску (тривалості контакту струменя металу з повітрям) підвищується вміст азоту в сталі. За досвідом НЛМК для одержання сталі із твердим обмеженням за вмістом азоту тривалість випуску не повинна перевищувати 4 хв. Сталевіз із ковшем при випуску повинен пересуватися так, щоб струмінь металу не потрапляв на стінки ковша.

***Загущення й відсічення шлаку.*** При потраплянні конвертерного шлаку у сталерозливний ківш можливі рефосфорація (перехід фосфору зі шлаку у метал); підвищений вигар розкислювачів і легуючих у результаті взаємодії з оксидами заліза шлаку; перехід $FeO$ зі шлаку у метал, що викликає збільшення забруднення сталі оксидними неметалічними включеннями. Особливо сильно це буде проявлятися в процесі позапічної обробки.

У зв'язку з викладеним рекомендується обмежувати кількість шлаку, що потрапляє в ківш, шляхом своєчасного підйому конвертера при початку виходу шлаку з льотки; товщина шару шлаку повинна становити 150-200 мм. Рекомендується загущення шлаку шляхом присадки вапна й обпаленого доломіту в ківш до закінчення випуску після присадки феросплавів. Найбільш ефективним способом є відсічення шлаку у процесі випуску з наступним засипанням поверхні металу в ковші теплоізоляційними сумішами.

Запропоновано різні варіанти методів та пристроїв для відсічення шлаку. Добре зарекомендував себе спосіб відсічення за допомогою кулі-стопора (рис. 2.7), розроблений на НЛМК. Сталеву кулю-стопор діаметром 160-190 мм покривають шаром вогнетривкої обмазки з порошку $MgO$ з добавкою шлаку ферохромового виробництва (8-10%) і рідкого скла (35 % понад 100%

вогнетривких складових); поверхня кулі має нерівності (приварені шипи) для поліпшення втримання маси. Густина такої кулі менше, ніж у розплавленого металу, але більше, ніж шлаку. За 0,5-1 хв. до закінчення випуску за допомогою машини для ремонту льотки кулю-стопор скидають у район льотки й вона плаває на межі шлак-метал. З останніми порціями металу вона попадає до льотки, перекриваючи отвір і забезпечуючи відсічення шлаку.




1 – вогнетривка обмазка; 2 – куля-стопор; 3 – підвіски; 4 – машина для ремонту льотки й введення кулі; 5 – робоча площадка.

Рисунок 2.7 – Схема відсічення шлаку за допомогою кулі-стопора

*Джерело: [3, с. 73]*

***Розкислення конвертерної сталі*** роблять шляхом уведення розкислювачів у ківш, що дозволяє уникнути їхнього великого вигару. В якості розкислювачів, як правило, використовують марганець, кремній, алюміній і в деяких випадках інші елементи (кальцій, РЗМ і ін.).

При розкисленні спокійної сталі ставиться завдання зниження до мінімуму кількості розчиненого в сталі кисню шляхом його переведення в оксиди і їхнє видалення з металу. При розкисленні киплячої й напівспокійної сталі ставлять завдання зниження вмісту в металі розчиненого кисню до такого рівня, що забезпечує необхідну інтенсивність кипіння металу в виливниці. При розкисленні всіх сталей одночасно вирішують і завдання одержання в сталі заданого вмісту марганцю й кремнію.

Спокійну сталь розкислюють феромарганцем, силікомарганцем, 45 %- і 65 %-вим феросиліцієм і алюмінієм із введенням їх у ківш у зазначеній послідовності Для деяких марок сталі додатково використовують феротитан, відходи титану, силікокальцій. Киплячу сталь розкислюють феромарганцем, причому сталь, що містить < 0,12 % *C*, розкислюють феромарганцем із вмістом < 1 % *Si*. Напівспокійну сталь розкислюють силікомарганцем або феросиліцієм

і феромарганцем; їхня витрата повинна забезпечувати тривалість іскріння (кипіння) металу в виливниці протягом 10-40 с. Необхідну кількість феросплавів $G_ф$ (т) розраховують за формулою:

$$G_ф = (C_{ст} – C_м) \cdot G_{ст}.100/[C_ф \cdot (100 – B)] , \qquad (2.13)$$

де $C_{ст}$, $C_м$, $C_ф$ – відповідно вміст елемента (розкислювача) у готовій сталі, у металі наприкінці продування й у феросплаві, %;

$G_{ст}$ – маса рідкої сталі, т;

$B$ – вигар елемента, %.

При введенні в ківш вигар марганцю становить 10-20%, вигар кремнію - 15-25 %; при розкисленні киплячої сталі вигар марганцю дорівнює 15-30 %. Вигар алюмінію становить 60-90%, його вводять у кількості 0,15-1,2 кг/т сталі, зазвичай тим більше, чим нижче вміст вуглецю в сталі. Феросплави необхідно вводити в ківш у шматках розміром у поперечнику 5-50 мм (феротитан – 5-25 мм). Присадку феросплавів починають при наповненні ковша металом на 1/5 висоти й закінчують при наповненні на 2/3 висоти. Алюміній уводять у ківш у вигляді чушок масою 13-15 кг, шматками масою > 4 кг. Алюміній також уводять після закінчення випуску у вигляді блоків масою 350-400 кг (за ТУ 48-26-54-84) за допомогою штанги, що занурюється в метал, після чого роблять усереднення складу продувкою аргоном. Практикують також введення алюмінію у вигляді катанки за допомогою трайб-апарата (на пристроях позапічної обробки).

Навуглецювання роблять присадкою в ківш під струмінь металу меленого коксу, термоантрациту, електродного порошку. Їхнє введення починають із початком випуску й закінчують при наповненні ковша на 1/2 висоти; при навуглецюванні на початку випуску в ківш також уводять 10-50% алюмінію, що витрачається на плавку.

### *2.2.8 Легування сталі*

Більшу частину легуючих елементів при виплавці легованих сталей у кисневих конвертерах уводять у ківш, оскільки присадка їх у конвертер призвела б до великого їхнього вигару (окислення). У зв'язку з можливістю надмірного охолодження рідкої сталі кількість феросплавів, що вводять у ківш, обмежена, тому в кисневих конвертерах виплавляють переважно низьколеговані сталі.

Легування твердими феросплавами у ковші є найбільш простим і широко застосовуваним способом. Його здійснюють присадкою феросплавів у ківш у процесі випуску, а також у процесі продування металу в ковші аргоном. Нижче описана технологія легування в процесі випуску.

***Нікель і мідь,*** хімічна спорідненість яких до кисню нижче, ніж заліза, у присутності рідкого заліза не окисляються, тому їх уводять під час завалки у вигляді відходів (брухту), сплавів або чистого металу.

***Марганець*** уводять у ківш у вигляді силікомарганцю або феромарганцю. При вмісті в сталі > 1,2 % Mn рекомендується використання рідких або екзотермічних феросплавів.

***Кремній*** для легування вводять у ківш у вигляді силікомарганцю й 65 %-і 75 %-вого феросиліція.

***Хром*** рекомендується вводити в ківш у вигляді рідкого або екзотермічного ферохрому й твердого силікохрому. Допускається введення в ківш ферохрома, але з обов'язковим наступним усередненням металу продувкою в ковші аргоном.

***Ванадій.*** Феросплави, що містять ванадій, варто вводити в ківш при виплавці спокійних сталей після присадки марганцю, кремнію й алюмінію; при виплавці киплячої сталі після присадки марганцю й при виплавці напівспокійної – після присадки марганцю й кремнію.

***Алюміній*** уводять у ківш у вигляді чушок після присадки марганцю й кремнію. Дозволяється введення алюмінію у вигляді чушок і блоків, за допомогою штанги під час і після випуску з обов'язковою наступною продувкою металу в ковші аргоном.

***Титан.*** Прожарений феротитан присаджують у ківш після введення алюмінію. Допускається введення в ківш відходів титана й титанової губки.

***Ніобій.*** Фероніобій для легування спокійної сталі вводять у ківш після присадки алюмінію; для легування напівспокійної сталі – після присадки феросиліцію або силікомарганцю.

***Фосфор.*** Для легування фосфором у ківш після присадки марганцю й кремнію вводять ферофосфор, фосфористий феромарганець або феромарганфосфор.

***Сірка.*** Сірку для легування рекомендується вводити в ківш у пакетах одночасно з іншими феросплавами.

***Азот*.** Для легування азотом використовують азотовані марганець, ферохром або феровanадій, які вводять у ківш після присадки всіх розкислювачів і легуючих.

***Силікокальцій*** варто вводити в ківш у порошкоподібному вигляді вдуванням у струмені нейтрального газу. Дозволяється введення силікокальція в ківш шматками розміром 10-50 мм після дачі всіх інших розкислювачів.

***Рідкоземельні метали*** (РЗМ) рекомендується вводити у вигляді силіцидів РЗМ шматками в ківш після присадки всіх розкислювачів і легуючих, або присадкою в ківш при продуванні металу аргоном, або в порошкоподібному виді в струмені нейтрального газу в ківш.

***Легування рідкими феросплавами*.** Спосіб полягає в тому, що при випуску сталі з конвертера в ківш заливають легуючі добавки, попередньо розплавлені в індукційній або дуговій електропечі. Метод дозволяє вводити в сталь велику кількість легуючих без охолодження металу, але має істотний недолік – потрібно мати в цеху додатковий плавильний агрегат, що ускладнює організацію роботи в цеху.

***Легування екзотермічними феросплавами.*** Феросплави у вигляді брикетів уводять у ківш перед випуском у нього сталі. До складу брикетів уводять здрібнені легуючі (ферохром, феромарганець і ін.), окислювач (наприклад, натрієва селітра), відновлювач (наприклад, алюмінієвий порошок) і сполучні (кам'яновугільний пек і т.п.). При розчиненні брикетів у сталі алюміній окислюється киснем, що міститься в натрієвій селітрі; тепло, яке виділяється, витрачається на розплавлення легуючих. Подібним методом можна вводити в сталь до 4 % легуючих елементів. Однак спосіб не знайшов широкого застосування внаслідок труднощів організації виробництва брикетів.

### *2.2.9 Тепловий режим плавки*

Чавун, що заливають в конвертер, має температуру 1350-1450 °С, а метал наприкінці продування 1600-1650 °С. Джерелом тепла для нагріву сталі, а також для компенсації втрат тепла (зі шлаком, що зливається, газами та ін.) є тепло, що виділяється при окисленні складових рідкого металу.

Розрахунки теплових балансів і практика показують, що при будь-якому складі чавуну кількість тепла, що виділяється при реакціях окислення, значно перевищує потребу в ньому для нагріву сталі до температури випуску й компенсації втрат тепла. При продуванні киснем рідкого чавуну без добавки охолоджувачів температура металу наприкінці продування складає 1850-1900 °С, що неприпустимо, тому при киснево-конвертерній плавці в конвертер завжди вводять охолоджувачі (як правило, сталевий брухт). Витрату брухту або інших охолоджувачів визначають на підставі розрахунку теплового балансу плавки. Ця витрата повинна бути такою, щоб поглиналося все надлишкове тепло й при цьому забезпечувалася б необхідна температура металу наприкінці продування.

У табл. 2.2 наведені дані теплового балансу конвертерної плавки при продуванні зверху при використанні в якості охолоджувача сталевого брухту. До основних приходних статей теплового балансу відносяться тепло рідкого чавуну й екзотермічних реакцій окислення; деяка кількість (3,5-5 %) тепла вносять екзотермічні реакції шлакоутворення (взаємодія $CaO$ з $SiO_2$ і $CaO$ з $P_2O_5$). Близько 50% тепла вносить рідкий чавун, а тому температура чавуну має істотне значення, її підвищення на 100 °С дозволяє збільшити частку брухту в шихті на 6-7 %. З екзотермічних реакцій окислення перше місце за кількостю внесеного тепла займають реакції окислення вуглецю. Як правило, до $CO$ окислюється ~90 % вуглецю, що міститься в металі, а до $CO_2$ ~ 10 %; з урахуванням цього окислення до $CO$ дає приблизно в 2,9 рази більше тепла, ніж окислення до $CO_2$. Друге місце за кількостю внесеного тепла займає реакція окислення кремнію, трохи менше тепла виділяється при окисленні заліза.

Тепловий ефект реакції окислення кремнію великий, тому зміна його вмісту в чавуні істотно впливає на прихід тепла й температурні умови плавки.

Основні статті витрат теплового балансу, це тепло що витрачається зі сталлю та шлаком при виливанні їх із конвертера (69-72 %). З цієї кількості тепла 15-21 % витрачається на нагрів і розплавлення сталевого брухту.

До основних видів втрат тепла ставляться втрати в навколишнє середовище через корпус конвертера; втрати з водою якою охолоджується фурма; втрати на нагрівання футерівки, які можна підрахувати як суму втрат випромінюванням через горловину й у результаті вільної конвекції повітря в порожнині конвертера.

Таблиця 2.2 – Тепловий баланс конвертерної плавки

| Стаття | Прихід тепла, % | Стаття | Витрата тепла, % |
|---|---|---|---|
| Фізичне тепло чавуну | 49-53 | Фізичне тепло сталі | 69-72 |
| Тепло реакцій окислення | 45-49 | У тому числі на нагрівання й розплавлення брухту | 15-21 |
| У тому числі: | | Фізичне тепло шлаку | 12-17 |
| вуглецю до *CO* | 17-22 | Фізичне тепло газів | 6,5-9,5 |
| вуглецю до $CO_2$ | 6-7,5 | Тепло, яке виноситься, плавильним пилом | 1,5-2,0 |
| кремнію | 6,5-10,5 | Втрати тепла | 1,8-3,0 |
| марганцю | 0,6-2,5 | У тому числі: | |
| заліза | 5-8 | через корпус | 0,3-0,7 |
| фосфору | 0,5-1,5 | с водою фурми | 0,4-0,7 |
| Тепло реакцій шлакоутворення | 2,5-5 | через горловину випромінюванням і конвекцією | 1,1-2,0 |
| Усього | 100,0 | Усього | 100,0 |

*Джерело: [3, с. 78]*

При підрахунку втрат тепла через корпус конвертера його температуру можна прийняти відповідно до даних рис. 2.8.

***Охолоджувачі конвертерної плавки.*** У якості охолоджувачів можна використовувати сталевий брухт, залізну руду, вапняк, окалину, залізорудні окатиші, агломерат, доломіт та ін. Зазвичай як охолоджувач використовують сталевий брухт; це пояснюється тим, що він заміняє значну частину дорогого чавуну, завдяки чому знижується собівартість сталі й відпадає потреба в збільшенні виплавки чавуну. Виходячи з умови теплового балансу частка брухту в шихті (без вживання спеціальних заходів по збільшенню його витрати) не перевищує 25-27 % від маси металевої шихти. Для коректування температури металу застосовують залізну руду, окалину, вапняк, окатиші, іноді вапно й інші добавки; їх уводять у конвертер по ходу продування (деякі після її закінчення).

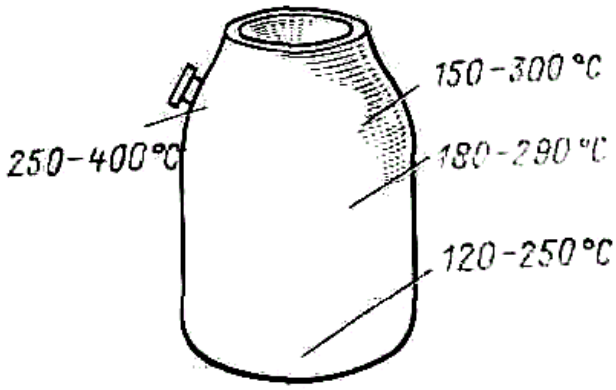



Рисунок 2.8 – Температура корпусу конвертера

*Джерело: [3, с. 79]*

Охолоджувальний ефект (кількість тепла, що поглинається) при використанні брухту обумовлений витратою тепла на його розплавлення й нагрівання до температури конвертерної ванни; при введенні руди та окалини – на нагрівання складових і розкладання $Fe_2O_3$ і $Fe_3O_4$; вапняка – на нагрівання складових і розкладання $CaCO_3$. Охолоджувальний вплив 1 кг брухту при 1620 °С дорівнює 1410 кДж; максимальна охолодна дія руди (при повному розкладанні $Fe_2O_3$ або $Fe_3O_4$) при 1500-1600 °С може скласти 5500-5900 кДж/кг; охолодна дія вапняку ~ 3600 кДж/кг.

***Температурний режим плавки.*** Характер зміни температури металу по ходу продування показаний на рис. 2.5. Найбільше сильно температура підвищується протягом перших 60 % тривалості продування, коли окисляються кремній, марганець і більша частина вуглецю. Особливістю температурного режиму є те, що в перші 2-3 хв. продування температура рідкої ванни знижується. Це викликано витратами тепла на нагрівання й розплавлення брухту. Легковаговий брухт розплавляється швидко, тому первісне зниження температури ванни тим сильніше, чим більше в конвертер завантажено легковагового брухту. За даними, наведеними у типовій технологічній інструкції по виплавці сталі в кисневих конвертерах (табл. 2.3), зміна технологічних факторів і введення охолоджуючих добавок викликають наступну зміну температури металу наприкінці продування ($\Delta t_k$) :

Таблиця 2.3 – Вплив технологічних факторів на зміну температури металу при введенні охолоджуючих добавок

| Фактор | Зміна фактору | $\Delta t_k$, $^0C$ |
|---|---|---|
| Введення добавок: | | |
| залізної руди | + 10 кг/т сталі | - 43 |
| вапняку | +10 кг/ т сталі | - 36 |
| вапна | +10 кг/ т сталі | - 21,5 |
| сталевого брухту | + 10 кг/т сталі | - 12 |
| Вміст у чавуні: | | |

| | | |
|---|---|---|
| вуглецю | + 0,1 % | + 3,4 |
| кремнію | + 0,1 % | + 13,6 |
| марганцю | + 0.1 % | + 4,3 |
| Температура чавуну | + 10 °С | + 7 |
| Тривалість міжпродувного періоду | - 10 хв | + 2 |
| Кількість доменного шлаку | + 1 % від маси чавуну | - 25 |

*Джерело: [3, с. 80]*

### *2.2.10 Викиди і інші втрати металу при продуванні*

У процесі продування в конвертері втрачається помітна кількість металу. Ці втрати складаються із втрат з викидами й виносами, неминучого вигару домішок рідкого металу, втрат у вигляді пилу з газами, що відходять, з оксидами заліза та у вигляді корольків зі шлаком.

***Викиди металу й шлаку*** спостерігаються на окремих плавках, як правило, в період найбільш інтенсивного окислення вуглецю, тобто тоді, коли в результаті спінювання бульбашками СО рівень ванни в конвертері підвищується й наближається до горловини; вони проявляються або у вигляді переливів через горловину спіненої шлако-металевої емульсії, або у вигляді окремих викидів. Викиди виникають внаслідок:

- загального спінювання ванни;
- підйомів рівня ванни при різких збільшеннях швидкості зневуглецювання;
- виділень із ванни великих газових бульбашок, що супроводжуються сплесками й, імовірно, впливу виникаючих у ванні хвиль.

Як показав досвід, виникненню викидів сприяють недостатні питомий об'єм і висота конвертера; надмірно висока інтенсивність продування, у зв'язку із чим висока швидкість зневуглецювання;, тобто утворення бульбашок *CO*, що спінюють ванну; підвищення окисленості шлаку, при якому різко прискорюється окислення вуглецю а, отже, й спінювання ванни, знову ж таки, внаслідок утворення бульбашок *CO*; збільшення кількості шлаку; холодний початок продування, що зазвичай супроводжується переокисленням шлаку, що при наступнім нагріванні ванни викликає пульсації швидкості окислення вуглецю і різкі підйоми рівня ванни.

У конкретних умовах даного цеху, коли питомий об'єм конвертера й інтенсивність продування постійні, викиди, як правило, відбуваються при значних пульсаціях швидкості окислення вуглецю після холодного початку продування й переокислення шлаку. Холодний початок продування часто викликається завантаженням легковагового брухту, який швидко розплавляючись, викликає зниження температури чавуну.

У випадку появи в ході продування викидів рекомендуються наступні заходи для їхнього припинення: зниження витрати кисню; присадка невеликих

порцій вапна; опускання фурми на 100-250 мм. Якщо ці заходи не допомагають, то необхідно зупинити продувку й злити частину шлаку. Іноді удаються до короткочасного підйому фурми для осаджування ванни, однак необхідно враховувати, що витримка при підвищеному положенні фурми викликає підвищення окисленості шлаку і підсилює викиди. Поява викидів на початку продування свідчить про незадовільне шлакоутворення. При цьому рекомендується підйом фурми на 0,2-0,3 м для збагачення шлаку оксидами заліза, а також присадки плавикового шпату.

***Виноси*.** У результаті дроблення металу кисневими струменями та внаслідок виплесків, викликаних виділенням бульбашок *CO*, у процесі продування над ванною завжди утворюються дрібні краплі (бризи) металу. Ці краплі можуть бути винесені з конвертера через горловину високошвидкісним потоком газів, що відходять, або затримуватися в шарі шлаку.

Винос дрібних крапель металу зазвичай спостерігається на початку продування, коли поверхня металу не захищена шлаком, і в період згортання шлаку; виноси підсилюються у випадку наближення фурми до ванни. Для зменшення кількості виносів варто забезпечити раннє шлакоутворення й не допускати згортання шлаку по ходу продування. Загальні втрати металу з викидами й виносами становлять 1-1,5 %.

***Вигар домішок*.** У процесі продування окислюється весь кремній, більша частина вуглецю й марганцю чавуну, а також невелика частина заліза. Зазвичай неминучий вигар становить 5-6 % від маси чавуну, який продувається, і зростає при збільшенні вмісту в чавуні домішок, що окислюються. При заміні частини чавуну сталевим брухтом неминучий вигар знижується, тому що вміст елементів, що окислюються, у брухті значно нижче, ніж у чавуні. Заміна кожних 10% чавуну сталевим брухтом знижує неминучий вигар приблизно на 0,7 %.

Втрати у вигляді пилу з газами, що відходять («бурий дим») викликані випаром у високотемпературній (2000-2600 °С) підфурменій зоні заліза й оксиду $Fe_3O_4$. Цим втратам неможливо запобігти; втрати заліза з пилом становлять 1-1,5 % від маси рідкого металу.

***Оксиди заліза, що містяться в шлаку*.** Разом зі шлаком, який зливається з конвертера, губиться значна кількість окисленого заліза, що перебуває в шлаку у формі оксидів *FeO* і $Fe_2O_3$. Ці втрати заліза становлять 1-2,5 % від маси металу в конвертері й зростають при збільшенні кількості шлаку і його окисленості, що тим вище, чим нижче вміст вуглецю в металі в момент закінчення продування.

***Корольки в шлаку*.** Зі шлаком, що зливається, губиться 0,3-0,5 % заліза у вигляді корольків – дрібних крапель, що заплуталися в шлаку. Кількість корольків у шлаку змінюється в межах від 2 до 15 % і залежить від в'язкості шлаку. У густих шлаках заплутується більше корольків, ніж у рідкорухливих. Для зменшення втрат у вигляді корольків варто уникати надмірного збільшення кількості й в'язкості шлаку.

Вихід рідкої сталі при киснево-конвертерному процесі з урахуванням всіх втрат становить 89-92 % від маси металевої шихти.

### 2.3 Якість киснево-конвертерної сталі

Якість сталі визначається в значній мірі її хімічним складом і вмістом шкідливих домішок, газів і неметалевих включень. Особлива увага при виробництві конвертерної сталі приділяється одержанню металу з низьким вмістом газів і насамперед азоту.

***Вміст азоту*** в конвертерній сталі визначається одночасною дією ряду факторів:

а) вмістом азоту в шихті;

б) чистотою кисню, який використовується для продування ванни;

в) підсмоктуванням повітря в порожнину конвертера.

Величина підсмоктування повітря в конвертер залежить від багатьох факторів. Основними з них є:

- положення фурми. При високому розташуванні фурми кількість повітря, яке ежектується при продуванні з атмосфери цеху, зростає;

- перетин горловини. Чим більше розмір горловини, тим більше підсмоктується повітря. З плином часу розмір горловини міняється, у міру розпалу футерівки горловини й збільшенні її перетину підсмоктування повітря в конвертер зростає;

- метод утилізації тепла конвертерних газів. При роботі з допалюванням між верхом горловини конвертера й нижньою крайкою каміну, що накриває конвертер засмоктується деяка кількість повітря, що витрачається на допалювання $CO$ до $CO_2$. Частина цього повітря попадає в порожнину конвертера й збільшує вміст у ній азоту. При роботі без допалювання є можливість створити у верхній частині конвертера невеликий позитивний тиск, підсмоктування повітря при цьому практично виключається. Велике значення має чистота кисню. Якщо виключити підсмоктування в порожнину конвертера атмосферного повітря і якщо підвищити чистоту кисню до 99,6 - 99,8 %, то можна одержати в конвертері метал, що містить менше 0,003 % азоту. Треба, однак, мати на увазі, що при випуску й наступному розливанні вміст азоту в результаті контакту з атмосферним повітрям трохи зросте.

***Вміст кисню*** в металі в момент закінчення продування визначається вмістом вуглецю (див. рис. 2.9). Однак по ходу продування має місце певне переокислення металу, інтенсивність подачі кисню у ванну трохи перевищує інтенсивність його використання для окислення домішок. Ступінь цього переокислення невелика й зазвичай за період часу від моменту випуску (час, затрачений на відключення кисню й підйом фурми, повалку конвертера, вимір температури, відбір проби й т.д.) окисленість металу в результаті того, що реакція окислення вуглецю продовжує йти й після відключення подачі кисню, знижується до значень, що відповідають даному вмісту вуглецю. Якщо ж відібрати пробу металу раніше, у момент закінчення продування, то виявиться,

що метал «переокислений». Тому при продуванні в конвертері металу киснем зверху для оцінки окисленості ванни потрібно знати час і умови відбору проби. Величина перевищення фактично спостережуваного вмісту кисню над рівноважним $\Delta[O] = [O]_{факт} - [O]_{равн}$ залежить від ряду факторів і, насамперед від окисленості шлаку у момент закінчення продування. Усе, що сприяє підвищенню окисленості шлаку (наприклад, підйом фурми, охолодження ванни підсадженням залізної руди й т.п.), приводить до підвищення величини $\Delta [O]$.

***Вміст водню*** в конвертерній сталі зазвичай невисокий, тому що обмежені джерела його надходження в метал. Крім водню, що надійшов у ванну разом із шихтовими матеріалами, основними джерелами водню є волога, що міститься в кисні, а також волога повітря, підсмоктуємого в порожнину конвертера. Звичайний вміст водню в металі наприкінці продування рідко перевищує 3-4 $см^3$/100г металу. Однак у процесі випуску й розливання в результаті контакту з атмосферним повітрям вміст водню в сталі може трохи зрости. Варто пам'ятати також про випадки прогару кисневої фурми, коли охолоджуюча фурму вода потрапляє безпосередньо в реакційну зону й вміст водню у ванні помітно зростає.

В цілому ж можна вважати, що правильно організована технологія конвертерної плавки забезпечує одержання наприкінці продування металу з низьким вмістом газів.

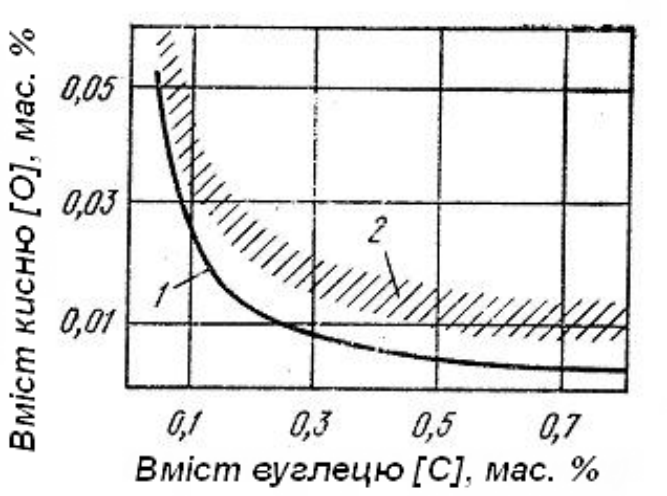



Рисунок 2.9 – Вплив вуглецю на окисленість металу в сталеплавильній ванні при її кипінні: 1 – крива рівноважних концентрацій *[C]* і *[O];* 2 – область концентрацій *[C]* і *[O]* у киплячій сталеплавильній ванні

*Джерело: [3, с. 85]*

***Вміст неметалевих включень*** у конвертерній сталі визначається в основному технологією розкислення. Оскільки до кінця операції при правильно організованому процесі метал не містить підвищених кількостей сірки, кисню й азоту, створюються умови одержання сталі, що містить незначні кількості

сульфідних, оксидних і нітридних неметалевих включень. Кількість їх, що залишається в готовому металі, визначається технологією обробки металу в ковші і розливання.

## 2.4 Техніко-економічні показники процесу

### *2.4.1 Продуктивність конвертерів*

Роботу конвертерів характеризують річною й годинною продуктивністю. Річну продуктивність у зливках ($П_р$, т/рік) підраховують за формулою:

$$П_р = T\frac{1440}{100t}an \ , \qquad (2.14)$$

де $T$ – ємність конвертера за масою рідкої сталі, т;

*1440* – число хвилин у добі;

$t$ – тривалість плавки, хв;

$n$ – число робочої доби за році;

$a$ – вихід придатних зливків відносно маси рідкої сталі, % (при розливанні в виливниці дорівнює 97,5-99,5 %; при безперервному розливанні 95-97 %).

Годинну продуктивність можна визначити зі співвідношення:

$$П_{год} = T \cdot 60 / t, \ (т / годину)$$

Середня тривалість плавки в конвертерах різної ємності існуючих конвертерних цехів наведена нижче:

| $t$, хв, у конвертерах: | 1980 р. | 1985 р. |
|---|---|---|
| 130-160 т | 48,4 | 46 |
| 250-350 т | 50,1 | 49 |

Тривалість плавки й окремих її періодів відповідно до вимог нормативів наведені в табл. 2.4.

Таблиця 2.4 – Тривалість періодів $t_п$ конвертерної плавки

| **Період плавки** | $t_п$, хв, при різній ємності конвертера, т | | | |
|---|---|---|---|---|
| | 400 | 300 | 200 | 160 |
| Завантаження брухту | 2 | 2 | 2 | 2 |
| Заливання чавуну | 2 | 2 | 2 | 2 |
| Продування | 12 | 12 | 12 | 12 |
| Відбір проб, вимір температури, очікування аналізу | 4 | 4 | 4 | 4 |
| Злив металу | 7 | 6 | 5 | 4 |
| Злив шлаку | 3 | 2 | 2 | 2 |

| | | | | |
|---|---|---|---|---|
| Підготовка конвертера | 3 | 3 | 3 | 3 |
| Невраховані затримки | 3 | 3 | 3 | 3 |
| **Всього** | **36** | **34** | **33** | **32** |

*Джерело: [3, с. 87]*

Порівняно більша тривалість плавок зв'язана зі значною тривалістю продування, наявністю на багатьох плавках (30% від загального числа) проміжного зливу шлаку для запобігання викидам, використанням на багатьох плавках коригувальних додувань, великою тривалістю завантаження брухту. Тривалість продування в цехах з 130-160-т конвертерами, що працюють із відводом конвертерних газів при повному допалі, становить 16-20 хв, у цехах з 300-350-т конвертерами, що працюють без допалу або із частковим допалом, – 13-17 хв.

Вихід рідкої сталі відносно маси металевої шихти визначається величиною втрат металу при продуванні та, як правило, становить 89-91 %.

Число робочих діб в році залежить від організації роботи в конвертерному цеху. При установці в цеху двох-трьох конвертерів, один із яких постійно перебуває в резерві або ремонті, а один – два в роботі, число робочих діб кожного із працюючих конвертерів за існуючими нормативами приймається рівним 365.

При відсутності резервного конвертера число робочих діб визначають із урахуванням того, що через кожні 400-900 плавок конвертер зупиняється на ремонт футерівки. Тривалість ремонту для конвертерів різної ємності за існуючими нормами наведена нижче:

| | | | | |
|---|---|---|---|---|
| Ємність конвертера, т | 160 | 200 | 300 | 400 |
| Тривалість ремонту, годин | 72 | 81 | 102 | 130 |
| У тому числі випал футерівки, годин | 6 | 6 | 6 | 6 |

### *2.4.2 Витрата матеріалів*

Витрата металевої шихти у вітчизняних конвертерних цехах становить 1120-1165 кг/т зливків; витрата вогнетривів на ремонт конвертерів 2-5 кг/т, загальна витрата вогнетривів по цеху 10-21 кг/т. Витрата вапна становить 6-8 %, плавикового шпату 0,15-1,0 %. Витрата кисню на продування дорівнює 47-60 $м^3$/т, загальна витрата кисню по цеху досягає 105 $м^3$/т рідкої сталі.

Витрата електроенергії по конвертерному цеху без ВНРС близька до 23 кВт · год/т; витрата води ≈ 13 $м^3$/т, витрата стисненого повітря – ≈ 19 $м^3$/т рідкої сталі. Виплавка сталі на одного працюючого коливається в межах – від 1800 до 4340 т/рік. У цехах з безперервним розливанням виплавка сталі на 1 $м^2$ площі будівель конвертерного відділення й ВНРС становить 40-66 т/$м^2$ у рік. Нижче наведені співвідношення між різними статтями собівартості, % від загальної собівартості:

До сировини і основних матеріалів відносять чавун, сталевий брухт, феросплави, до додаткових – вапно, шпат і ін. Відходи, що враховують при

складанні калькуляції собівартості, – це відходи МБЛЗ і одержуваний скрап; шлак, якщо його використовують. До енергетичних відносять витрати на електроенергію, пар, воду, кисень, стиснене повітря та ін. (на технологічні потреби). У статті «Зношування інструменту й пристроїв цільового призначення» ураховують витрати на зношування змінного устаткування (виливниці, шлакові чаші та ін.), інструментів. Вартість поточного ремонту й утримання основних засобів включає витрати на матеріали й запасні частини для ремонту й вартість ремонту основних засобів, витрати на конвертерні вогнетриви. У статті «амортизація основних засобів» указують суму амортизаційних відрахувань на повне відновлення й капітальний ремонт основних засобів (норми амортизаційних відрахувань визначають, виходячи із планового терміну служби устаткування). Додаткова заробітна платня – це виплата відпусток, перерв у роботі матерів, що годують дітей, і ін. У статтю «витрати по підготовці й освоєнню виробництва» включають витрати на освоєння виробництва сталі нових марок і нових технологічних процесів. У статтю «інші витрати цеху» входять витрати на заробітну платню апарата керування цехом та цехового персоналу; витрати по організації виробництва, охорони праці, на раціоналізацію і винахідництво.

Таблиця 2.5 – Структура собівартості виробництва 1 тонни сталі

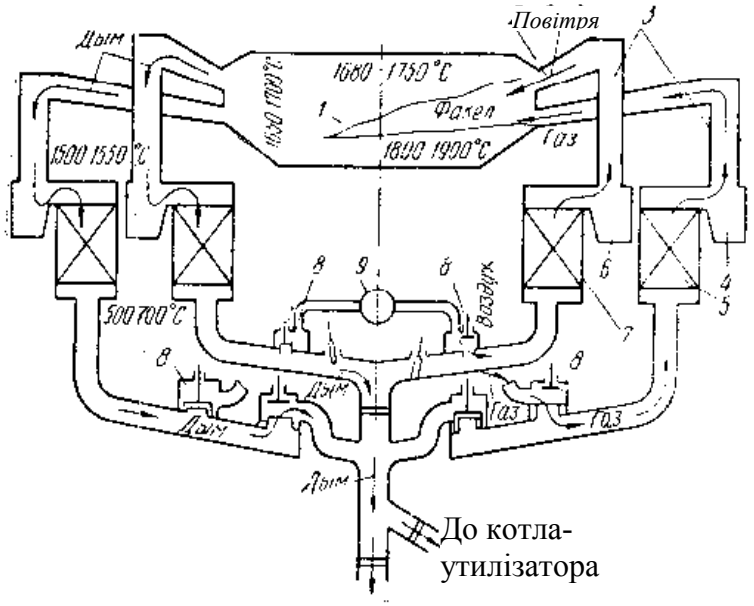
| **Статті витрат** | **%** |
|---|---|
| Сировина й основні матеріали | 81-88 |
| Відходи й брак | 0,8-2,0 |
| Разом за винятком відходів і браку | 80-86,8 |
| Додаткові матеріали | 1,6-3,6 |
| Витрати за переділом | 10,5-17,3 |
| *У тому числі:* | |
| енергетичні витрати<br>(з них кисень) | 1,7-3,1<br>0,9-2,2 |
| Паливо | 0,1-0,3 |
| зношування інструменту і пристроїв цільового призначення | 0,3-3.0 |
| поточний ремонт і утримування основних засобів | 3,2-6,7 |
| внутрішньозаводський транспорт | ~ 0,5 |
| амортизація основних засобів | 0,8-5,3 |
| основна заробітна платня виробничих робітників | 0,4-0,8 |
| додаткова заробітна платня | ~ 0,6 |
| інші витрати цеху | 0,3-1,0 |
| Витрати по підготовці й освоєнню виробництва, загальнозаводські витрати | 0,6-1,3 |

*Джерело: [3, с. 90]*

# 3 МАРТЕНІВСЬКЕ ВИРОБНИЦТВО СТАЛІ

## 3.1 Будова мартенівської печі

На рис. 3.1 схематично показані мартенівська піч і принцип її роботи. Зображено момент, коли паливо (газ) і повітря надходять з правого боку печі. Проходячи через попередньо нагріті насадки регенераторів (повітря через повітряний регенератор, газ через газовий), повітря та газ нагріваються до 1000-1200 °С і в нагрітому стані через «головку» попадають у піч. При згорянні палива утворюється факел з температурою 1800-1900 °С. Пройшовши головку, розташовану в протилежному боці печі, гарячі продукти згоряння попадають в іншу пару насадок регенераторів і по системі каналів уходять до котла-утилізатора або до труби.




1 – робочий простір, 2 – головка, 3 – вертикальні канали, 4, 6 – шлаковик, 5, 7 – газовий і повітряний регенератор, 8 – перекидні клапани, 9 – вентилятор

Рисунок 3.1 – Схема роботи мартенівської печі

*Джерело: [3, с. 91]*

При такій роботі насадки регенераторів правого боку поступово прохолоджуються, а насадки регенераторів лівого боку нагріваються. У момент, коли регенератори, через які проходять у піч повітря та газ, уже не в змозі їх нагрівати до потрібної температури, а регенератори, через які з печі іде дим, перегріваються, відбувається зміна напряму руху газів у печі, для чого передбачені перекидні клапани (див. рис. 3.1). Операцію зміни напрямку газів за допомогою клапанів називають «перекиданням клапанів». Холодне повітря та газ спрямовуються через добре нагріті ліві регенератори, а продукти згоряння ідуть у праву сторону печі, поступово нагріваючи остиглі праві

регенератори, потім цикл повторюють. Через якийсь час наступає момент, коли напрямок руху газів знову міняється, і т.д.

Перші мартенівські печі зазвичай опалювали генераторним газом. Однак температура факела холодного генераторного газу в холодному повітрі не перевищує 1450 °С. Ця температура достатня для розплавлення чавуну, але недостатня для одержання сталі. Щоб метал можна було без втрат випустити з печі й розлити, його температура в печі повинна бути не нижче 1580-1600 °С. Температура факела відповідно повинна бути ще більш високою.

З курсу фізики відомо, що ентальпія (теплоємність) продуктів згоряння $Q$ дорівнює добутку маси продуктів згоряння М на їхню теплоємність і температуру $t$, тобто $Q = cMt$, звідки $t = Q / (cM)$. Ентальпія $Q$ складається з хімічного тепла згоряння палива $Q_{х.т.}$, тепла нагрівання повітря $Q_{н.п.}$ і тепла нагрівання газу $Q_{н.г.}$, тобто $Q = Q_{х.т.} + Q_{н.п.} + Q_{н.г.}$, відповідно $t = (Q_{х.т.} + Q_{н.п.} + Q_{н.г.}) / (cM)$.

Таким чином, при нагріванні газу та повітря, які надходять у піч, забезпечується досить висока температура факела (не менше 1800 °С). Чим вище вдається підвищити температуру газу та повітря, тим вище температура факела й тим краще працює піч.

Підвищити температуру факела можна й іншим способом – замінити все повітря або частину його киснем. Тоді у формулі $Q = t / (cM)$ зменшується знаменник, (зменшується $M$) і відповідно зростає температура. На кожний об'єм подаваного з повітрям кисню надходить 3,762 об'ємів баластного азоту. Збагачення повітря киснем приводить до зменшення кількості продуктів згоряння (при тій же кількості тепла, виділеній паливом) і відповідно підвищується температура.

Підвищуючи поступово ступінь збагачення (аж до повної заміни повітря киснем), можна домогтися досить високої температури факела без попереднього підігріву газу й повітря (або суміші повітря й кисню). У цьому випадку регенератори виявляються непотрібними. Перші мартенівські печі були влаштовані так, що з регенераторів нагріті газ і повітря по вертикальних каналах відразу надходили в піч. У сучасній мартенівській печі гази з регенератора попадають спочатку в шлаковик, а потім по вертикальному каналу в головку печі. Шлаковики служать для вловлювання плавильного пилу та шлакових часток, які уносяться продуктами згоряння з робочого простору, і тим самим охороняють насадки регенератора від засмічення. Переріз шлаковика набагато більше перерізу вертикального каналу, тому при влученні димових газів у шлаковик їхня швидкість різко зменшується й, крім того, міняється напрямок руху газів. Це приводить до того, що значна частина (50-75 %) плавильного пилу осідає в шлаковиках.

З робочого простору печі димові гази виходять із температурою 1680-1750 °С, зі шлаковика з температурою 1500-1550 °С. Минувши насадку регенератора, вони охолоджуються до 500-700 °С. Зазвичай прагнуть використати тепло газів, що відходять, направляючи їх по системі каналів у котел-утилізатор. Якщо котел-утилізатор не встановлений або перебуває на ремонті, димові гази по каналах направляють у трубу.

## 3.2 Теплова робота й опалення мартенівських печей

### *3.2.1 Теплова робота печей*

При досягненні температури 1450-1500 °С (залежно від складу шихти) наступає момент розплавлення шихти, після чого сталевар, поступово нагріваючи метал до необхідної температури, проводить ті або інші технологічні операції, домагаючись одержання сталі потрібного складу, потім обробляє сталевипускний отвір і випускає плавку.

На протязі всіх цих періодів у піч подають паливо. Під дією тепла факела нагріваються кладка печі й шихта. Близько 85-90% тепла від факела до ванни передається випромінюванням і 5-15 % – конвекцією.

Відповідно до відомої формули Стефана-Больцмана, кількість тепла *Q*, переданого холодній шихті випромінюванням, може бути виражено наступною формулою:

$$Q = \delta\varepsilon_n[(T_{гар}/100)^4 - (T_{хол}/100)^4], \qquad (3.1)$$

де $\delta$ – коефіцієнт, що враховує оптичні властивості кладки й форму робочого простору;

$\varepsilon_n$ – ступінь чорноти полум'я;

$T_{гар.}$ і $T_{хол.}$ – температури факела (гарячого) і шихти (холодної)

Таким чином, чим вище температура факела й ступінь чорноти полум'я, тим інтенсивніше нагрівається шихта й тим менше часу витрачається на плавку. Підвищеної температури факела досягають поліпшенням ступеня нагрівання повітря та газу в регенераторах і збагаченням повітря киснем; підвищення ступеня чорноти факела – карбюрацією полум'я.

Двохатомні гази ($O_2$, $N_2$, $H_2$) практично променепрозорі для хвиль всіх довжин, трьохатомні ($CO_2$, $H_2O$, $SO_2$) мають деяку випромінювальну здатність, однак ступінь чорності полум'я гарячого чистого газу становить усього 0,1-0,2. Щоб підвищити ступінь чорності полум'я, необхідно забезпечити в ньому вміст твердих «чорних» часточок (у першу чергу вуглецевистих).

Вуглецеві частки можуть з'явитися в полум'ї в результаті розкладання вуглеводнів: $C_xH_y = xC_{тв} + yH_{газ}$, а також при добавці до подаваного в піч газу різних рідких або твердих палив, багатих на вуглець і складними вуглеводнями (мазут, кам'яновугільний пек). Практично ступінь чорноти полум'я $\varepsilon_n$ не повинна бути нижче 0,5; у більшості випадків вона становить 0,55-0,75.

При одній і тій же характеристиці факела різниця $(T_{гар.}/100)^4 - (T_{хол.}/100)^4$ тим вище, чім холодніше шихта. Найбільш низька температура шихти спостерігається під час завалки й на початку періоду плавлення. Ступінь чорноти холодної твердої шихти близька до одиниці (0,92-0,95). Тому в цей період передача тепла від факела до шихти максимальна, вона настільки велика, що практично немає небезпеки оплавити вогнетриви, і в піч подають максимальну кількість палива.

У міру нагрівання шихти температура її ($T_{хол.}$) зростає, шихта розжарюється, покривається шлаком й сама починає відбивати теплові промені,

у результаті чого умови поглинання тепла шихтою погіршуються. Щоб уникнути нагрівання й оплавлення вогнетриву необхідно зменшувати подачу палива.

Таким чином, подача палива по ходу плавки міняється. Максимальної величини витрата палива досягає під час завалки й на початку періоду плавлення. Подавану в цей час кількість тепла називають максимальним навантаженням. У міру прогріву шихти подачу палива зменшують і теплове навантаження падає. Частка від розподілу загальної витрати тепла палива для однієї плавки на час плавки називають середнім тепловим навантаженням або тепловою потужністю печі, тобто

$$\frac{Витрата\ палива, 10^6\ кДж}{час\ плавки, год} = Теплова\ потужність, 10^6\ кДж/год \qquad (3.2)$$

Середнє теплове навантаження залежно від тоннажу печі зростає від 23,2 для 125-т печі до 69,9 МВт для 900-т печі. Максимальне теплове навантаження на 20-40% вище середнього.

Для характеристики палива й умов його спалювання застосовують коефіцієнт використання палива (к.в.п.)

$$\eta = \frac{Q_т - Q_{від}}{Q_т}, \qquad (3.3)$$

де $Q_т$ – теплота згоряння палива;

$Q_{від}$ – тепло газів, що відходять

Для мартенівських печей к.в.п. становить 0,50-0,55.

Питома витрата тепла (витрата тепла палива на 1 т сталі) залежить від багатьох факторів і, насамперед, від ємності печі. У міру збільшення садки печі зменшуються відносні втрати тепла на нагрівання футеровки, на відвід тепла з охолоджувальною водою й інші втрати; у результаті питома витрата тепла знижується з 840 для 10-20-т печей до 210 МДж/т для 900-т печей.

### *3.2.2 Паливо*

Паливо, яке застосовують для опалення мартенівських печей розрізняють: а) за фізичним станом: воно може бути рідким (мазут, смола), газоподібним (доменні, генераторні, коксові, природний гази), твердим (кам'яновугільний пил); б) за теплотою згоряння: воно може бути низькокалорійним (доменний газ, теплота згоряння 3,78-4,2 МДж/м$^3$, генераторний газ 4,83-6,30 МДж/м$^3$), і висококалорійним (мазут 39,9-42 МДж/кг, коксовий газ 16,8-18,0 МДж/м$^3$, сухий природний газ типу саратовського 33,6-35,2 МДж/м$^3$, жирний природний газ типу грозненського 63 МДж/м$^3$).

Потрібно цілком чітко уявляти собі, що для успішного проведення мартенівської плавки недостатньо подати в піч певну кількість тепла, необхідно ще, щоб температура факела при згорянні палива була досить високою.

Температура поверхні шлаку наприкінці плавки становить приблизно 1650 °С. Щоб тепло полум'я досить інтенсивно передавалося металу, температура факела повинна становити, принаймні, 1750 °С.

Практична температура факела $t_{пр} = kt_{кал}$, де $t_{кал}$ – калориметрична температура горіння палива; $k$ – пірометричний коефіцієнт, що залежить від віддачі тепла предметом, що нагрівається, від втрат тепла в навколишнє середовище та від ступеня дисоціації продуктів згоряння.

Величина коефіцієнта $k$ близька до 0,7. Отже, калориметрична температура горіння палива в мартенівській печі повинна бути не нижче 2400 °С (1700 : 0,7 ≈ 2430 °С). При цьому варто мати на увазі, що для забезпечення повноти згоряння повітря для спалювання палива подають із деяким надлишком, зазвичай рівним 10-20% (так званий «коефіцієнт надлишку повітря» $\alpha$ = 1,1-1,2).

Калориметрична температура горіння доменного газу низка (близько 2250 °С), температура факела нагрітого доменного газу в гарячому повітрі нижче 1600 °С, отже, нагріти ванну до потрібної температури при опаленні мартенівської печі одним тільки доменним газом неможливо.

Підвищити температуру можна, якщо замінити повітря киснем. Калориметрична температура горіння генераторного газу дорівнює приблизно 2400 °С, практична температура факела при спалюванні гарячого генераторного газу в гарячому повітрі складе 1650-1700 °С, тобто нагріти до потрібної температури при опаленні мартенівської печі генераторним газом можна, але процес буде протікати дуже повільно (невеликий перепад температур між факелом і ванною) і продуктивність печі буде недостатня. Тому доменний і генераторний гази застосовують як паливо для мартенівських печей тільки в суміші з іншими, більш калорійними видами палива (коксовим газом, мазутом, природним газом).

В Україні найпоширені як паливо для мартенівських печей є: змішаний газ (суміш коксового й доменного газів), мазут і природний газ.

Змішаний газ містить 16-20% $CO$, 7-9 % $CO_2$, 20-30% $H_2$, 8-12 % $CH_4$, 30-40% $N_2$; склад газу і його теплота згоряння міняються залежно від співвідношення часток, що входять до складу суміші доменного й коксового газів. Для поліпшення світності факела до змішаного газу зазвичай додають невелику кількість карбюратора (мазуту або смоли). Калориметрична температура горіння нагрітого змішаного газу в нагрітому повітрі становить близько 2600 °С, що забезпечує одержання високотемпературного факела.

Змішаним газом опалюють печі заводів, що мають у своєму складі доменний і коксохімічний цехи. У тих випадках, коли доменного й коксового газів для опалення всіх мартенівських і інших печей заводу не вистачає, використовують природний газ і мазут.

Природним газом або мазутом опалюють також печі заводів, у складі яких немає доменних і коксохімічних цехів. Мазут – першокласне паливо для мартенівських печей, він дає яскраво сяючий, настильний, високотемпературний факел (калориметрична температура горіння мазуту 2650 °С). Як правило, мазут містить 83-85 % $C$ і 10-11 % $H_2$, інше – волога, зола

та сірка. Вміст сірки в мартенівських мазутах коливається в межах 0,5-0,7 %. Сірчисті мазути (3 % сірки та більше) у мартенівському виробництві застосовують рідко, тому що сірка з палива переходить у метал і погіршує його якість.

Перед подачею до форсунок мазут нагрівають до 70-80 °С. Розпилення мазуту здійснюють стисненим повітрям, подаваним під надлишковим тиском 0,5-0,7 МПа, або перегрітим до 300-350 °С паром під надлишковим тиском 1,1-1,2 МПа.

З розвитком газової промисловості все більшу кількість печей переводять на опалення природним газом – паливом більш дешевим, ніж мазут. Природні гази, що застосовуються на вітчизняних заводах, приблизно на 95 % складаються з метану $CH_4$. Факел природного газу малосяючий й для підвищення його світності одночасно з газом у піч вводять деяку кількість (до 30-40%) мазуту. Добавка мазуту не тільки підвищує світність факела, але й робить факел більше настильним. Підвищувати світність факела полум'я природного газу можна також конвертуванням, нагріваючи частину його при нестачі повітря. Метан при нагріванні розкладається («реформується») з виділенням великої кількості сажистих часток ($CH_4 = C + 2H_2$), що забезпечує одержання світного факела.

Природний газ є «зручним» паливом: він не містить отруйних речовин і шкідливих домішок, дешевий, легко транспортується. Багато мартенівських печей обладнані газо-кисневими пальниками, за допомогою яких газ уводять у піч через звід, і високотемпературний факел природного газу, що горить у кисні, направляють безпосередньо на шихту. Швидкість плавлення шихти при цьому значно зростає.

Калориметрична температура горіння холодних мазуту та природного газу в нагрітому повітрі становить 2600-2650 °С. Таким чином, такі висококалорійні види палива, як мазут і природний газ, дають високотемпературний факел без підігріву палива (але з підігрівом повітря).

Вид палива, отже, впливає на конструкцію печі, яка при опаленні висококалорійним паливом стає значно простіше: замість двох пар регенераторів (для підігріву газу й повітря) досить мати тільки одну пару регенераторів (для підігріву повітря), відповідно вдвічі зменшується число шлаковиків, відсутні газові вертикальні канали, спрощується конструкція головки й система перекидання клапанів, легше здійснити автоматизацію печі. На рис. 3.2 показане загальне розташування 600-т мартенівської печі, опалювальної висококалорійним паливом.

Майже всі існуючі великовантажні мартенівські печі опалюють природним газом із добавкою мазуту.

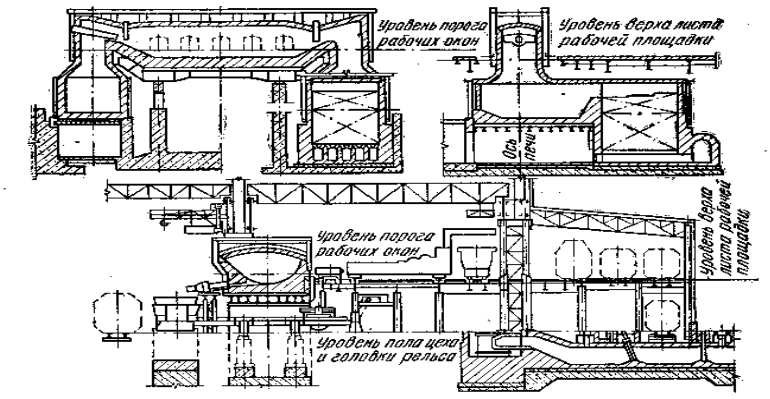



Рисунок 3.2 – Загальне розташування 600-т мартенівської печі

*Джерело: [3, с. 100]*

### 3.3 Різновиди процесу

У мартенівських печах можна переплавляти в сталь чавун і скрап будь-якого складу в будь-якій пропорції. Залежно від складу шихти мартенівський процес ділять на кілька різновидів:

- *Скрап-процес* – процес, при якому основною складовою частиною шихти служить сталевий скрап. Скрап-процес зазвичай застосовують у цехах металургійних і машинобудівних заводів, у складі яких немає доменних печей і які розташовані у великих промислових центрах, де багато металобрухту. Крім скрапу, у шихту завантажують деяку кількість (25-45 %) твердого чавуну.
- *Скрап-рудний процес* – переділ у мартенівських печах шихти, тверда складова якої – скрап і залізна руда. Основна маса шихти (55-75 %) – рідкий чавун. Коли металева шихта на 100% складається з рідкого чавуну (скрапу немає), а в піч у твердому вигляді завалюють тільки залізну руду, процес називають рудним. Залежно від складу шлаку і матеріалу поду мартенівський процес може бути «основним» і «кислим».

### 3.4 Особливості технології мартенівської плавки

Технологія мартенівської плавки відрізняється рядом особливостей.

Першою й надзвичайно важливою особливістю технології мартенівської плавки є окисний характер газової фази печі. Через робочий простір мартенівської печі над ванною проходить величезна кількість газу. Якщо врахувати, наприклад, що на 1 т сталі в 500-т печі витрачається приблизно 420 МДж, то при опаленні печі змішаним газом з теплотою згоряння 8,4 МДж/м$^3$ буде потрібно на плавку газу: $500 \cdot 420/8{,}4 = 250\,000$ м$^3$.

На 1 м$^3$ газу при $\alpha$ = 1,15-1,20 витрачається приблизно 2 м$^3$ повітря й утвориться близько 3 м$^3$ продуктів згоряння. Отже, за плавку через робочий

простір печі пройде близько $250\ 000 \times 3 = 750\ 000\ м^3$ продуктів згоряння. Тривалість плавки в 500-т печі становить 7-10 год., а це значить, що з робочого простору печі вилітає в годину 75000-100000 $м^3$ продуктів згоряння (розрахунок ведуть на об'єм газів у холодному стані). Якщо врахувати розширення газів при нагріванні (приблизно в 7 разів при нагріванні до 1700 °С), то можна уявити собі, з якою швидкістю гази проносяться над ванною.

До складу газів входять вуглецевмісні та водневмісні сполуки (оксид вуглецю *CO*, різні вуглеводні, сажисті часточки вуглецю) і деяка кількість $CO_2$, $N_2$, $O_2$ (оскільки повітря для горіння подають із надлишком). При згорянні вуглецевмісних та водневмісних сполук утворюються $CO_2$ і $H_2O$. Отже, продукти згоряння будь-якого палива будуть складатися з окислювальних газів $CO_2$ і $H_2O$, а також містити деяку кількість нейтрального азоту $N_2$. Таким чином, характер атмосфери мартенівської печі в усі періоди плавки окислювальний.

Парціальний тиск кисню в атмосфері печі завжди більше 10 кПа, парціальний же тиск кисню, рівноважний з металевою ванною, менше 101 мкПа. Ця різниця визначає безперервний перехід кисню з атмосфери печі в метал.

За плавку ванна поглинає від 1 до 3 % кисню від маси металу. Цей кисень витрачається в основному на окислення домішок; частина його витрачається на окислення заліза.

Другою особливістю технології мартенівської плавки є те, що тепло до ванни надходить зверху, а відводиться знизу через подину, тому температура шлаку вище, ніж металу, і за глибиною ванни є різниця в температурі металу. Товщина шлаку у мартенівських печах коливається від 50 до 500 мм, глибина ванни від 500 до 1500 мм (залежно від ємності й конструкції печі). Що ж сприяє вирівнюванню температури за глибиною ванни? Це бульбашки *CO*, що виділяються в результаті окислення вуглецю і, як наслідок, кипіння ванни. Якби не було кипіння, то верхні шари ванни надмірно перегрівалися б, а нижні, навпаки, нагрівалися недостатньо. Проте деякий перепад температур за глибиною ванни все ж таки зберігається, особливо між шлаком і металом. На початку кипіння цей перепад становить 70-100 °С, а наприкінці 80-50 °С. За довжиною печі температура металу також неоднакова. Під факелом температура металу трохи вище, ніж у відводящих головок.

Третя особливість технології мартенівської плавки – участь поду печі в процесах, що протікають. На відміну від плавки в конвертерах, що триває всього 15-30 хв, плавка в мартенівській печі триває багато годин. Тому вплив взаємодії металу з подиною виявляється дуже відчутним.

Четверта особливість технології мартенівської плавки полягає в тім, що рідкий метал увесь час перебуває під шаром шлаку (шлак приблизно вдвічі легше металу). Практично всі добавки, що вводять у піч попадають на шлак або проходять у метал через шлак. Кисень із атмосфери печі в метал переходить також через шлак. Якщо врахувати, що тепло від факела до металу передається через шлак, то стає зрозумілою величезна роль шлаку у мартенівському процесі. По суті керівництво ходом плавки полягає в тому, що

міняють склад, температуру й консистенцію шлаку і таким чином домагаються одержання металу потрібного складу і якості.

### 3.5 Шлакоутворення і роль шлаку у мартенівському процесі

Основні джерела утворення шлаку наступні:

- продукти окислення домішок чавуну й скрапу – кремнію, марганцю, фосфору, хрому й ін.
- продукти роз'їдання футеровки агрегату – *MgO* та *CaO* в основних печах і $SiO_2$ у кислих;
- забруднення, внесені шихтою (пісок, глина й ін.), під час заливання рідкого чавуну, що зберігався в міксері, у ківш, а потім і в мартенівську піч потрапляє деяка кількість міксерного шлаку, що складається з 18-35 % $SiO_2$; 2,5-5,0% $Al_2O_3$; 3,0-7,0% *CaO;* 7-12,5 % *FeO*; 17-40% *MnO*; 7-32 % *MnS*;
- іржа, що покриває скрап, тобто $Fe_3O_4$, $Fe_2O_3$, *FeO*;
- додаткові матеріали (вапняк, вапно, залізна руда, агломерат, марганцева руда й ін.).

Таким чином, основна маса мартенівського шлаку складається з наступних оксидів: $CaO$, $SiO_2$, $FeO$, $Fe_2O_3$, $MnO$, $P_2O_5$, $Al_2O_3$, $MgO$.

У кожному конкретному випадку доводиться враховувати більший або менший ступінь впливу того або іншого з перерахованих джерел на склад і кількість шлаку.

Основний шлак більш ніж наполовину складається з основних оксидів. Для характеристики складу основного шлаку користуються величиною відносини концентрацій у ньому основних окислів до кислотного: частіше використовують більш просте вираження ($CaO)/(SiO_2$). Цю величину називають основністю шлаку. Шлаки, у яких величини ($CaO)/(SiO_2) < 1,5$, називають низькоосновними, для шлаків середньої основності ($CaO)/(SiO_2) – 1,6$-$2,5$ і для високоосновних шлаків ($CaO)/(SiO_2) > 2,5$. Кислий шлак більш ніж наполовину складається з кислотних оксидів (кремнезему).

Як вже було зазначено, метал у процесі плавки взаємодіє зі шлаком; кількість і склад шлаку, температура, і інші його параметри роблять величезний, а в багатьох випадках і вирішальний вплив на процес плавки і якість металу. У мартенівській печі шлак повинен забезпечувати в одні періодів плавки інтенсивний перехід кисню з атмосфери печі через шлак в метал, в інші – охороняти метал від окислення. Одночасно шлак повинен перешкоджати процесам насичення металу азотом і воднем.

Видалення з металу шкідливих домішок – сірки й фосфору (процеси, що протікають у значній мірі на межі розділу шлак-метал) – полягає в переведенні цих елементів у шлак й створенні умов, що перешкоджають їхньому зворотному переходу зі шлаку у метал. Змінюючи склад шлаку, його кількість і температуру, можна домогтися збільшення або зменшення вмісту в металі марганцю, кремнію, хрому та інших елементів.

## 3.6 Основний мартенівський процес

### *3.6.1 Шихтові матеріали мартенівського виробництва*

Матеріали, які використовуються для виплавки сталі, прийнято ділити на металовмісні (металошихта, металодобавки), додаткові (флюси) і окислювачі. В якості металошихти використовують:

а) чавун (рідкий або твердий);
б) сталевий (у деяких випадках і чавунний) брухт;
в) продукти прямого відновлення заліза із залізної руди;
г) феросплави.

Основну частину металошихти становлять чавун і сталевий брухт. У ряді країн у якості металошихти використовується також продукт прямого відновлення залізної руди – металізовані окатиші (93-98 % *Fe*). Найдешевша частина металошихти – сталевий брухт. Вартість металізованої шихти (окатишів) і її переробка в сталь поки ще досить висока, тому загальна кількість сталі, котра виплавляється у світі з металошихти, яка складається з металізованих окатишів, становить близько 1 % від загальної виплавки.

Оскільки найдешевшим компонентом металошихти є брухт, сталеплавильне виробництво розвивається за умови повного споживання всіх наявних ресурсів брухту. Відсутня частина металошихти, необхідна для виробництва запланованої кількості сталі, надходить на заводи у вигляді чавуну. Так, для виробництва 1 т придатної сталі співвідношення між кількістю чавуну й кількістю брухту, що витрачається на виплавку сталі для різних процесів різне. Важливою складовою частиною металошихти є феросплави й легуючі добавки. Зазвичай у мартенівському процесі в шихті міститься приблизно 50-60 % чавуну (інше брухт), у конвертерному процесі 70-80 % шихти – рідкий чавун, інше – брухт, в електросталеплавильному частка чавуну в шихті рідко перевищує 5 %.

У тих випадках, коли до складу заводу входять сталеплавильні цехи й доменний цех, чавун у сталеплавильний цех надходить у рідкому вигляді. Використання рідкого чавуну дозволяє одержувати помітну економію у витраті палива й скорочує тривалість плавки. З доменного цеху чавун надходить у спеціальних чавуновізних ковшах, з яких його переливають у міксер, де відбувається вирівнювання складу чавуну і його температури. Наявність певного запасу рідкого чавуну в міксерному відділенні дозволяє організувати ритмічну роботу сталеплавильного цеху. У тих випадках, коли забезпечують чітку й рівномірну роботу доменних печей і сталість складу та температури чавуну, замість міксерів використовують чавуновозні ковші міксерного типу. Ємність таких ковшів становить, як правило, 500-600 т. Природно, що при використанні ковшів міксерного типу необхідно підсилити залізничні колії. При використанні ковшів міксерного типу втрати тепла при перевозі й переливах чавуну менше й температура його при заливанні в сталеплавильні агрегати на 50-60 $^0C$ вище, ніж у випадку використання міксерів.

Використовувані в сталеплавильному виробництві чавуни залежно від умов виплавки й хімічного складу ділять на декілька марок.

Залежно від технологічних або економічних вимог сталеплавильники використовують чавун тієї або іншої марки. В окремих випадках для поліпшення складу чавуну застосовують методи позапічної його обробки (для видалення зайвих сірки, кремнію, фосфору)

Якщо в складі заводу немає доменного цеху, то в якості шихти в сталеплавильних агрегатах використовують твердий чавун, що надходить на завод у чушках. В окремих випадках для прискорення плавки й підвищення продуктивності сталеплавильних агрегатів чушковий чавун попередньо розплавляють у високопродуктивних «металургійних» вагранках або інших плавильних агрегатах.

Іншою головною складовою частиною металошихти є брухт. У будь-якій промисловій країні щорічно утворюється значна кількість залізовмісного брухту. Із загальної кількості брухту, що утворюється, близько 45 % утворюється безпосередньо на металургійних заводах (обріз металу при прокаті, браковані зливки, та ін.). Зазвичай це великоваговий брухт, хімічний склад якого відомий. Цей брухт в основній своїй масі використовують у якості металошихти на тих же заводах, де він утвориться.

Близько 20% загальної кількості брухту утворюється при металообробці на машинобудівних і ним подібних заводах (стружка, відходи при штампуванні й т.п.), а також метал, що витягається при розробці шлакових відвалів. Збором брухту, що утвориться при металообробці, амортизаційного брухту й розробкою шлакових відвалів займаються спеціалізовані організації. У зв'язку з різноманіттям джерел утворення цього брухту склад його далеко не завжди буває відомий. Іноді цей брухт забруднений утримуючими сірку мастилами (стружка), кольоровими металами (свинцем, алюмінієм, оловом, міддю й ін.), що містяться в різних деталях машин, які здаються у брухт. Деякі із цих домішок (свинець, цинк, олово) шкідливі й для обслуговуючого персоналу, агрегатів та якості сталі. Цинк, наприклад, при нагріванні випаровується, а потім у вигляді оксиду осідає на футеровці, на елементах котлів-утилізаторів і інших агрегатів, виводячи їх з ладу. Свинець проникає в дрібні пори кладки печі. Олово різко знижує міцність сталі при підвищених температурах.

Доводиться враховувати також, що в ряді випадків брухт, що завантажується в сталеплавильні агрегати, покритий значним шаром іржі, що впливає як на величину вигару металу при плавці, так і на технологію плавки. Значна частина брухту, особливо того, що утворюється при обробці металу різанням, а також побутового брухту дуже незручна для завантаження в сталеплавильні агрегати через малу щільність, великі габарити і забруднення (землею, іржею, маслом, деревом, пластмасами).

Для приведення брухту в стан, зручний для використання в сталеплавильному виробництві, застосовують спеціальне устаткування: преси, дробарки, печі для випалу (з метою видалення шматків дерева, пластмас, мастил і інших забруднень); існують навіть заводи для переробки автомобілів,

що вийшли з ладу, консервних банок що були у вживанні і брухту інших видів на зручний для переплавлення брухт.

Незважаючи на те, що для приведення брухту в стан, зручний для переплаву в сталь, потрібні певні (а іноді дуже значні) витрати, все-таки ці витрати (на 1т. заліза) нижче витрат на видобуток і збагачення залізної руди й одержання з неї чавуну. Тому брухт, навіть після переробки, коштує дешевше чавуну. Особливу цінність представляє брухт і відходи сталі легованих марок. Такі домішки, як нікель, молібден, кобальт, мідь, у процесі плавки не окислюються. Тому їхня кількість, що попадає з брухтом в агрегат, залишається у готовій сталі. Оскільки вартість всіх цих домішок дуже висока, використання легованого брухту для виплавки легованих марок сталі економічно дуже ефективно. Тому всі відходи сталі легованих марок зберігають окремо й за їхнім використанням на заводах встановлений суворий контроль.

У якості додаткових матеріалів (флюсів) у сталеплавильному виробництві, як правило, використовують: а) вапняк; б) вапно (свіжообпалене вапно повинне містити 85-90 % $CaO$; при зберіганні вапно починає реагувати з вологою повітря за реакцією $CaO + H_2O = Ca(OH)_2$, у результаті чого вже через кілька годин зберігання вміст водню у вапні починає помітно рости; тому вапно використовують негайно після його одержання з вапняку); в) боксит (залежно від родовища боксити містять 20-60 % $Al_2O_3$; 3-20 % $SiO_2$; 15-45 % $Fe_2O_3$); г) плавиковий шпат (90-95 % $CaF_2$); д) марганцеву руду; е) пісок (95 % $SiO_2$); ж) бій шамотної цегли, так званий «шамотний бій» (65 % $SiO_2$ і 30% $Al_2O_3$).

У якості окислювачів застосовують кисень, стиснене повітря, залізну руду, окалину, агломерат, залізорудні брикети. Для прискорення шлакоутворення використовують офлюсований агломерат (32-36 % $CaO$, 5-6 % $SiO_2$; 40-45 % $Fe_{общ}$; 8-11 % $FeO$) або продукти спільного випалу вапняку, залізної й марганцевої руд. До всіх додаткових матеріалів висувають високі вимоги за вмістом шкідливих домішок (сірки, фосфору, водню й ін.).

### *3.6.2 Технологія виплавки сталі*

3.6.2.1 Заправлення печі

Після випуску плавки піч оглядають і виправляють помічені неполадки. Особливо уважно оглядають подину печі. За час плавки ті частини задньої й передньої стінок, а також укосів печі, які стикалися зі шлаком мають потребу в профілактичному ремонті.

За допомогою заправних машин на ці місця закидаються заправні матеріали (доломіт або магнезит). Ця операція називається заправленням печі; вона проводиться в обов'язковому порядку після кожної плавки. Якщо сталевар помітив, що ремонту потребують і інші частини подини, то до обов'язкового заправлення додаються операції по виправленню цих недоліків. Зазвичай з виявленого поглиблення (ями) стисненим повітрям видувають шлак, що скопився там, і на поверхню, що оголилася, наварюють необхідний шар вогнетривких матеріалів (зазвичай магнезиту), закидаючи їх через завалочне вікно.

Бугри на подині «стравлюють», закидаючи на ці місця матеріали, що вступають у взаємодію з матеріалом подини та які знижують температуру їхнього плавлення. Наприклад, на бугор основної подини (що складається з *MgO*, *CaO* і *FeO*) закидають боксит, що містить $Al_2O_3$ і $SiO_2$, бій шамотної цегли ($Al_2O_3$ і $SiO_2$) або навіть пісок ($SiO_2$), у результаті чого утворяться легкоплавкі алюмосилікати або силікати, які потім здувають струменем стисненого повітря (0,5-0,6 МПа), яке подається за допомогою сталевої трубки через завалочне вікно.

Заправлення печі необхідно проводити в мінімально короткий час при високій температурі робочого простору, не допускаючи його остигання, що сприяє кращому приварюванню заправних матеріалів, зменшенню їх витрати, підвищенню стійкості печі, зниженню втрат тепла, гарячому ходу наступних періодів плавки, скороченню тривалості плавки.

Операція заправлення печі залежно від стану подини, розмірів печі й умов проведення операції триває від 10 до 30 хв.

3.6.2.2 Шихтовка плавок

Всі шихтові матеріали – металобрухт, окислювачі, флюси, заправні матеріали й розкислювачі – повинні задовольняти вимогам технологічної інструкції ТІ 226-СТ.М-08 «Приймання, складування, зберігання й завантаження в мульдові состави шихтових матеріалів у шихтовому відділенні мартенівського цеху».

Рідкий чавун для виплавки сталі повинен відповідати технологічній інструкції ТІ 226.СТ.М. 03 «Приймання в міксерне відділення, зберігання в міксерах і видача рідкого чавуну для сталеплавильних печей».

Металобрухт і вапняк подаються в мульдах об'ємом 1,85 $м^3$, встановлених на рухливих составах візків.

Витрата чавуну й металобрухту на кожну плавку визначається залежно від установлених планових норм витрати матеріалів. Оптимальною витратою чавуну на плавку вважається така, котра забезпечує нормальне ведення процесу плавки без використання залізної руди в завалку, без присадок окислювачів у піч у період доведення.

Витрата вапняку в завалку знаходиться в межах – 60-70 кг/т металевої садки для 500-тонних печей.

Така витрата вапняку забезпечує одержання необхідної основності шлаку до моменту розплавлення.

При застосуванні чавуну із вмістом кремнію більше 0,8 % витрату вапняку в завалку збільшують на 4 т/плавку на 500-тонних печах, а при застосуванні чавуну із вмістом кремнію менше 0,6 % зменшують витрату вапняку в завалку на ту ж величину.

У паспорті плавки відзначається кількість завалених шихтових матеріалів і залитого в піч чавуну.

3.6.2.3 Завалка шихти

Завалка шихти сильно впливає на продуктивність печі, тому що ця операція займає десь 25-30% тривалості всієї плавки.

Тому застосовуються всі необхідні заходи щодо прискорення процесу завалки, раціональному розміщенню на подині твердих складових, що завалюють (сталевого брухту, залізної руди, вапняку й т.п.), заливання рідкого чавуну й організації відповідного теплового режиму печі.

При продуванні ванни киснем завалка печі відбувається в наступному порядку: на подину завалюється легковаговий брухт, потім вапняк, пакети, скрап і «козли», обріз слябів і бій злитків.

Допускається завалка вапняку пошарово з металобрухтом.

Шихта завалюється рівномірно по ванні. Не допускається завалка великовагового брухту поблизу газових пальників і в районі занурення кисневих фурм щоб уникнути виводу їх з ладу.

Завалку всіх шихтових матеріалів необхідно проводити, якомога, швидше при максимальному тепловому навантаженні без зниження температури склепіння нижче 1500 °С, для чого:

Завалку брухту в піч проводити двома завалочними машинами одночасно

Перерви при зміні составів із шихтою не повинні перевищувати 10-15 хвилин.

3.6.2.4 Прогрів шихти

Для забезпечення швидкого заливання чавуну з наступним енергійним протіканням реакцій у ванні й спуском шлаку необхідний обов'язковий прогрів шихти без закозління й місцевого розплавлення.

Прогрів шихти вважається закінченим при невеликому її осіданні, легкому оплавленні крайок і зникненні плям на поверхні брухту.

Тривалий прогрів приводить до оплавлення металобрухту, стікання рідкого металу вниз і закозлінню нижчерозташованих шарів шихти, що подовжує наступний процес плавлення. У цьому випадку металобрухт перегрівається й переокислюється, у результаті чого після заливання чавуну виникають бурхливі реакції з викидом шлаку на робочу площадку й через перевали в шлаковики, вуглець вигоряє швидко при низькій температурі металу, що приводить до холодного ходу плавки.

Недостатній прогрів приводить до збільшення тривалості плавлення більшою мірою, ніж скорочення тривалості прогріву, у результаті чого тривалість всієї плавки збільшується. Заливання чавуну на непрогріту шихту приводить до утворення в нижніх шарах ванни «козлів». При цьому вповільнюється окислення вуглецю, погіршується формування шлаку, процес плавлення затягається, плавка протікає холодно.

До початку заливання чавуну необхідно:

- підготувати до роботи склепінний кисневий пристрій і перевірити цілісність кисневих фурм;
- установити й приєднати сталевипускний жолоб;

- установити шлакові чаші (ємність 16 м$^3$) під середнє завалочне вікно й у задньої стінки;
- підготувати середній поріг для спуску шлаку.

Подача кисню в момент підігріву здійснюється тільки у факел.

3.6.2.5 Заливання чавуну

Заливання чавуну проводити «під факел» через два жолоби, встановлені у крайні завалочні вікна. Тривалість заливання чавуну повинна бути не більше 25 хв. Забороняється зливати в піч чавун з наявністю шлаку. Після зливу чавуну ковші зважуються й уточнюється вага залитого чавуну.

3.6.2.6 Плавлення шихти

Продувку ванни киснем починають після зливу всього чавуну в піч. На початку продування кисневі фурми необхідно опускати обережно, щоб уникнути поломок.

У міру проплавлення шихти й зниження рівня ванни фурми необхідно опускати. Під час продування вихідні сопла головок фурм повинні перебувати на 50-100 мм нижче рівня межі шлак-метал.

При різкому скипанні ванни або посиленні барботажу, коли можливий викид металу, необхідно піднімати фурми із припиненням продування до осідання ванни, а потім продовжувати нормальну продувку.

Через 10-15 хв. після зливу чавуну необхідно починати спуск шлаку.

Своєчасне видалення шлаку – найважливіша умова одержання шлаку необхідної основності до моменту розплавлювання, максимального видалення сірки й фосфору з металу й мінімальних втрат заліза зі шлаком.

Оптимальна тривалість спуска шлаку 30-40 хвилин.

Спуск шлаку необхідно здійснювати через поріг середнього завалочного вікна, у сухі шлакові чаші.

Кількість шлаку, що спускається, у період плавлення повинна бути не менше однієї чаші на двохжолобних печах. Осідання первинного шлаку у чаші необхідно проводити сухим сміттям.

Після закінчення спуску первинного шлаку необхідно стежити за станом шлаку у печі. «Виправлення» шлаку повинно бути проведене до розплавлення ванни. Густі шлаки необхідно розріджувати бокситом, шамотним боєм або окалиною, якщо шлак рідкий – дають вапно.

Допускається виправлення густих шлаків або прискорення шлакоутворення шляхом короткочасної (5 хв) продування киснем із зануренням фурм на рівень межі шлак-метал.

Наприкінці плавлення (коли ванна «сіла») за 20-30 хв до повного розплавлення відбирається попередня проба металу для визначення вмісту вуглецю й сірки. Якщо попередня проба показує, що вміст вуглецю по розплавленні буде нижче встановленої межі для даної марки сталі, допускається доливка рідкого чавуну в кількості, що не викликає перевантаження печі й сталерозливних ковшів (не більше 5 % від ваги садки).

Ознакою розплавлення ванни є відсутність місцевого бурління (фонтанування) на її поверхні, наявність активного рідкорухливого шлаку необхідної основності й нагрівання металу до температури 1540-1570 °С.

Товщина шару шлаку, що залишився в печі до моменту розплавлення повинна бути в межах 60-100 мм.

Після повного розплавлення ванни відбираються проби металу й шлаку. У пробі металу визначають вміст вуглецю, марганцю, сірки, фосфору, у пробах шлаку – вміст закису заліза й основність.

Перевищення вмісту вуглецю по розплавленні над середньозаданим вмістом його в готовій сталі для двохжолобних печей із продувкою ванни киснем повинне бути 0,4-1,0 %.

До моменту розплавлення повинен бути підготовлений активний рідкорухливий шлак основністю 2,2-2,7.

З метою підвищення основності шлаку, поліпшення видалення сірки й фосфору з металу необхідно здійснювати присадки в піч вапна по розплавленні (при вмісті вуглецю в металі не менше 0,6 %).

Вміст сірки в металі після розплавлення при продуванні ванни киснем рекомендується мати вище верхньої межі його вмісту в готовій сталі не більше ніж на 0,015 %.

### 3.6.2.7 Доведення плавки

#### 3.6.2.7.1 Полірування

Полірування плавки починається тільки після повного розплавлення, одержання необхідного складу металу й шлаку до моменту розплавлення й необхідної температури металу.

У період полірування відбираються проби металу кожні 10-15 хв для контролю вуглецю й марганцю.

Для запобігання бурхливих реакцій і викидів металу й шлаку присадки варто вводити в піч невеликими порціями. Присадки повинні бути сухими.

Шлак в період доведення обов'язково скачують у тих випадках, коли спуск його під час плавлення не забезпечує одержання необхідного вмісту сірки й фосфору в готовій сталі й потрібне обов'язкове оновлення шлаку. Шар шлаку у печі під час доведення повинен бути 50-100 мм.

З метою поліпшення видалення сірки й фосфору з металу в період доведення повинно бути спущено шлаку у кількості не менше ¼ чаші.

Після видалення шлаку відбирається проба металу й, якщо буде потреба, проводиться подальше полірування ванни твердими окислювачами. Одночасно, при необхідності, додається вапно для наведення шлаку необхідної основності. Присадка вапна повинна бути закінчена не пізніше ніж за 15 хв. до початку чистого «кипіння».

Вапно повинне застосовуватися тільки металургійне свіжообпалене в шматках не більше 150 мм.

Показниками нормального проведення полірування є :

– швидкість вигоряння вуглецю у цей період повинна бути не нижче 0,25 % на годину для 500-т печей;

– температура металу до моменту початку кипіння повинна бути на 10-30 °С нижче необхідної перед випуском плавки (розкисленням металу в печі).

3.6.2.7.2 Чисте кипіння

Призначення періоду чистого кипіння – нагрівання металу й шлаку до необхідного складу до моменту розкислення.

Початок періоду чистого кипіння визначається утворенням сформованого рідкорухливого шлаку.

Початок періоду чистого кипіння вважати не раніше ніж через 15 хвилин після присадки останньої порції вапна.

Закінченням періоду чистого кипіння є початок випуску плавки або присадка розкислювачів у піч (у випадку попереднього розкислення металу в печі). Тривалість періоду чистого кипіння повинна бути в межах 30-60 хвилин.

Вміст вуглецю в металі до початку чистого кипіння повинен бути вище средньозаданого не менше ніж на 0,1 % для сталей із вмістом вуглецю в ковшевій пробі 0,12 % і менше; на 0,2 % – для всіх інших марок сталі.

На початку чистого кипіння через кожні 10-15 хв і безпосередньо перед випуском плавки (розкисленням у печі), відбираються проби металу для контролю вмісту вуглецю й марганцю (сірки й інших елементів на розсуд майстра). До моменту випуску плавки повинні бути відомі результати аналізу хімічним способом останніх двох проб металу.

Швидкість вигоряння вуглецю в період чистого кипіння повинна бути не менше: до 0,12 % *С* – 0,07 % на годину; 0,12 % *С* і більше – 0,20% на годину.

Перед випуском плавки (розкисленням у печі) відбирається проба шлаку для визначення основності й вмісту *FeO*.

Основність шлаку по ходу доведення повинна підвищуватися і до моменту випуску бути не менше 2,5. Рекомендується основність шлаку 2,5-3,5.

Температура металу перед випуском повинна перебувати в межах: для сталі з менше 0,12 % *С* – 1610-1620$^0$С; 0,12 % *С* і більше – 1605-1615$^0$С.

Продувку ванни киснем припиняти при вмісті вуглецю в металі не менше 0,08 %.

3.6.2.7.3 Розкислення й легування сталі,

При розкисленні в ковші розмір шматків розкислювачів і легуючих повинен бути не більше 50мм; вага шматків чушкового алюмінію – не більше 4 кг. Розкислювачі й легуючі, які вводять у піч і ківш, повинні бути сухими.

Введення розкислювачів у ківш здійснюється рівномірно за допомогою бункерів-дозаторів, обладнаних пристроями, що зважують, і що дозволяють регулювати вагу, швидкість подачі розкислювачів.

Для забезпечення однорідності складу металу присадку розкислювачів у ківш необхідно починати при наповненні ковша металом на 1/5 висоти, проводити рівномірно й закінчувати при наповненні його на ½ висоти.

*Розрахунок розкислювачів*

При розрахунку кількості розкислювачів і легуючих, що вводять у піч і в ківш, необхідно враховувати окисленість і кількість шлаку у печі , окисленість і температуру металу , вміст у ньому вуглецю й залишкових елементів, садку печі, тривалість випуску плавки.

Кількість розкислювачів і легуючих визначається за формулою:

$$P = \frac{T \cdot (E_{зад} - E_{стал})}{E_p \, (100 - B)} \cdot 100, \tag{3.4}$$

де $P$ – витрата розкислювача або легуючого, т;

$T$ – вага рідкої сталі, т;

$E_{зад}$ – средньозаданий вміст хімічного елементу у ковшевій пробі ,%;

$E_{стал}$ – вміст хімічного елементу в сталі до розкислення або легування,%;

$E_p$ – вміст хімічного елементу у розкислювачі, %;

$B$ – вигар хімічного елементу, %.

Для розкислення киплячої й напівспокійної сталі всіх марок повністю в ковші використовується вуглецевистий низькокремнистий феромарганець із вмістом кремнію не більше 1,1 %.

Орієнтовний вигар марганцю при розкисленні сталі в ковші становить 40-60 % для сталей із вмістом вуглецю до 0,12 % і 30-50 % для сталей із вмістом вуглецю більше 0,12 %. При випуску киплячої й напівспокійної сталі із вмістом вуглецю на випуску 0,08 % і менше при наповненні ковша металом на 1/3 висоти (після присадки феромарганцю) уводиться чушковий алюміній для попереднього регулювання окисленості металу. Орієнтовна витрата алюмінію наступна:

| | | |
|---|---|---|
| Вміст вуглецю в металі на випуску ,% | 0,06 і менше | 0,07-0,08 |
| Кількість чушкового алюмінію, кг/ківш | 50-100 | До 50 |

3.6.2.7.4 Розкислення напівспокійної сталі в ковші

Марганцевиста напівспокійна сталь марок Ст 3Гпс, Ст 4Гпс, Ст 5Гпс розкислюється повністю в ковші силікомарганцем і феромарганцем або феромарганцем і 45 % феросиліцієм у кількостях, що забезпечують уведення в метал (без урахування вигару) 0,06-0,07 % кремнію й марганцю на верхній межі його вмісту в готовій сталі.

Напівспокійна сталь марки Ст 3пс із кремнієм розкислюється повністю в ковші за одним із наступних варіантів:

а) силікомарганцем у кількості, що забезпечує уведення в метал 0,09-0,1 % кремнію; феромарганцем – для коригування необхідної кількості марганцю;

б) 45 %-феросиліцієм у кількості , що забезпечує уведення в метал 0,09-0,10% кремнію; феромарганцем – у кількості, що забезпечує одержання в сталі необхідного вмісту марганцю.

Порядок введення розкислювачів у ківш: феромарганець – силікомарганець – феросиліций.

3.6.2.8 Випуск плавки

Сталевипускний жолоб встановлюється на піч до заливання чавуну. До моменту випуску плавки жолоб повинен бути просушений і очищений від сміття.

Сталерозливні ковші під жолоб повинні встановлюватися не пізніше, ніж за 30 хв до початку випуску плавки. Тривалість випуску плавки повинна бути 15-25 хв.

Випускний отвір до моменту випуску плавки повинен бути ретельно розроблений та очищений від заправних матеріалів.

Для зниження окисленості шлаку, зменшення його активного впливу на футеровку ковша при виплавці сталі із вмістом вуглецю менше 0,1 % через 1-2 хв після початку випуску в піч рекомендується присаджувати мульдою сухий коксик у кількості 700-900 кг на плавку.

Для прогнозування вмісту вуглецю в ковшевій пробі рекомендується керуватися наступними величинами навуглецювання металу коксиком у ковші

| Витрата коксика, кг/ ківш | Навуглецювання металу, % абс. |
|---|---|
| 20-60 | 0,01-0,02 |
| 60-75 | 0,03-0,04 |
| 85-100 | 0,05-0,06 |

Низьколеговані, спокійні, нестаріючі й напівспокійні марки сталі з метою усереднення хімскладу й температури рекомендується під час випуску продувати аргоном. Продування здійснюється через шиберний затвір від початку випуску до появи шлаку.

Витримка металу в ковші від кінця випуску до початку розливання повинна бути не більше 20 хв. Затримання плавок на стенді не дозволяється.

## 3.7 Техніко-економічні показники мартенівського виробництва

Ефективність роботи мартенівських печей визначають, порівнюючи їхні продуктивність та собівартість виплавленої сталі.

Продуктивність печей визначається декількома показниками: зніманням сталі з 1м$^2$ площі поду в добу (т/(м$^2$·доб)), годинною продуктивністю печі (т/год) і річною продуктивністю (т/рік). Знімання сталі й годинна продуктивність можуть відноситися до календарного й номінального часу (номінальний час дорівнює календарному за винятком часу на ремонти печі). Тривалість гарячих і холодних ремонтів на заводах становить 6-7 % річного

часу (тобто з 365 днів у році 340-343 доби піч працює й 22-25 доби протягом року вона перебуває на ремонті ).

Якщо площа поду 250-т печі становить 75 $м^2$, плавка триває 6 годин (чотири плавки на добу) і за кожну плавку одержують у середньому 245 т придатних зливків, то для такої печі :

а) знімання сталі становить $245 \cdot 4/75 \approx 13{,}0$ т/($м^2$·доб);

б) годинна продуктивність $245/6 \approx 41{,}0$ т/год;

в) річна продуктивність $245 \cdot 4 \cdot 340 \approx 330000$ т/рік.

Крім продуктивності печей техніко-економічні результати роботи цехів залежать від багатьох інших факторів. Так, наприклад, гарна організація виробництва та широке використання для інтенсифікації плавки кисню дозволили одержати на одній з 250-т печей Макіївського металургійного комбінату річну продуктивність більше 600 тис. т сталі.

Таблиця 3.1 – Структура собівартості мартенівської вуглецевої сталі

| Стаття собівартості | Структура собівартості, % | |
|---|---|---|
| | Скрап-рудний процес | Скрап-процес |
| Металеві шихтові матеріали (чавун, брухт, феросплави) | 70-75 | 50-70 |
| Додаткові матеріали (руда, вапняк, вапно, боксит і ін.) | 5-10 | 1-3 |
| Витрати за переділом | 18-30 | 22-45 |
| *У тому числі :* | | |
| Паливо технологічне(мазут, газ і ін.) | 5-8 | 7-12 |
| Енергетичні витрати (електроенергія, вода, пара, стиснене повітря, кисень) | 0,5-2,0 | 1,5-2,5 |
| Заробітна платня | 1,5-2,5 | 2-5 |
| Амортизація основних засобів виробництва | 0,8-1,0 | 0,8-1,5 |
| Поточний ремонт (у тому числі витрати на вогнетриви) і вміст основних засобів, зношування змінного обладнання (виливниць, піддонів і ін.) | 7-10 | 8-15 |
| Послуги транспортних цехів | 1,0-1,5 | 1,0-3,0 |
| Інші цехові витрати | 1,0-3,0 | 1,0-3,0 |
| Загальнозаводські витрати | 1,5-3,0 | 2,0-4,0 |

*Джерело: [3, с. 119]*

З табл. 3.1 видно, що вартість сталі в значній мірі визначається вартістю шихтових матеріалів. Витрата шихтових матеріалів (на 1 т придатних зливків) залежить від виду розливання (зверху або сифоном або безперервним розливанням), браку металу, кількості скрапу, утворення недоливок зливків і від деяких інших факторів.

На заводах кількість браку дуже мала й становить менше 0,6 %; витрата металошихти на 1 т придатних зливків на цих заводах становить 1050-1100 кг для скрап-рудного процесу й 1100-1200 кг для скрап-процесу. Вихід придатного становить відповідно 91-95 і 89-91 % (при застосуванні скрап-рудного процесу витрачається більше залізної руди й частина заліза руди відновлюється й переходить у метал).

На заводах, що виплавляють леговану сталь, дуже великий вплив на економічні показники виробництва робить ступінь використання в шихті легованих відходів свого виробництва замість дорогих феросплавів і легуючих матеріалів.

Витрати за переділом певною мірою залежать від масштабів виробництва : зі зменшенням обсягу виробництва частка витрат за переділом в собівартості підвищується. Більшу роль при цьому грає й організація роботи в цеху. Скорочення тривалості плавки й зниження витрати палива вирішальним чином впливають на зниження витрат за переділом. значного зниження витрат за переділом можна досягти при зменшенні витрати вогнетривів у результаті підвищення стійкості окремих елементів печі, вторинного використання вогнетривів і інших заходів.

Велике значення для зниження собівартості сталі має підвищення продуктивності праці, тобто збільшення кількості сталі на одного робітника. Виплавка сталі на одного робочого мартенівського цеху коливається в широких межах. У сучасних великих мартенівських цехах, що працюють скрап-рудним процесом, на одного робітника приходиться 2000-3000 т сталі на рік.

Із собівартості сталі відраховується вартість пари, отриманої в котлах-утилізаторах. Ця пара «продається» споживачам. При переробці фосфористої шихти собівартість сталі знижується в результаті продажу фосфористих шлаків.

Собівартість легованих сталей зростає внаслідок підвищення витрат на феросплави й легуючі добавки. Сучасна мартенівська піч – дорогий агрегат. Вартість печей, що працюють на висококалорійному паливі (тобто печей з однією парою регенераторів і шлаковиків і порівняно простими системою перекидання клапанів, контрольно-вимірювальними приладами й засобами автоматики), нижче вартості будівництва газових печей із двома парами регенераторів (опалювальних змішаним газом ).

### 3.8 Якість сталі

Якість металу оцінюється за наявності:

- неметалевих включень (розмір, кількість, форма);
- за вмістом газів (кисню, водню, азоту);
- за вмістом шкідливих домішок (сірки, фосфору).

Найбільшу кількість включень у сталі становлять оксиди й сульфіди (*FeO, MnO,* $Cr_2O_3$, $SiO_2$, $Al_2O_3$, $TiO_2$ і ін.). Середнє значення стійких кисневих включень спокійної марки сталі 0,023 % ваги, у киплячій сталі 0,013-0,0092 % ваги.

Вміст газів у мартенівській сталі Ст2кп, Ст3кп :

$N_2$ 0,002 - 0,006 %,
$O_2$ 0,03 - 0,06 %
$H_2$ 0,0001 - 0,0004 %
$S$ < 0,045 %
$P$ < 0,03 %

Наприклад, хімічний склад киплячої марки сталі: $C$ 0,18 %; $Mn$ 0,40 %; $S$ 0,033 %; $P$ 0,036 %.

Механічні властивості: межа міцності 407 Н/мм$^2$, межа плинності 258 Н/мм$^2$.

# 4 РОЗРАХУНОК МАТЕРІАЛЬНОГО І ТЕПЛОВОГО БАЛАНСІВ КИСНЕВО-КОНВЕРТОРНОЇ ПЛАВКИ

Плавка ведеться в один захід без випуску проміжного шлаку. Розрахунок ведеться на *100 кг* металевої шихти.

## 4.1 Хімічний склад металевої шихти

Таблиця 4.1 – Склад шихти

| Матеріал | Вміст елементів, % | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | **C** | **Si** | **Mn** | **P** | **S** |
| Чавун | 4,45 | 0,72 | 0,52 | 0,06 | 0,05 |
| Скрап | 0,28 | 0,30 | 0,40 | 0,05 | 0,04 |

*Джерело: [3, с. 22]*

## 4.2 Склад неметалевої частини шихти і футерівки

Таблиця 4.2 – Хімічний склад неметалевої частини шихти

| Матеріал | Вміст оксидів, % | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | **$SiO_2$** | **$Fe_2O_3$** | **$Al_2O_3$** | **CaO** | **MgO** | **$Cr_2O_3$** | **$CaF_2$** | **$H_2O$** | **$CO_2$** |
| Вапно | 1,8 | - | 1,7 | 86,0 | 2,0 | - | - | 1,9 | 6,6 |
| Плавиковий шпат | 5,0 | - | 1,0 | 8,0 | - | - | 79,5 | 0,5 | 6,0 |
| Футерівка | 5,0 | 8,0 | 3,0 | 2,0 | 70,0 | 12,0 | - | - | - |

*Джерело: [3, с. 22]*

## 4.3 Склад готової сталі Ст3 (ГОСТ 380-80)

Таблиця 4.3 – Хімічний склад готової сталі **Ст3**

| Вміст елементів, % | | | | |
|---|---|---|---|---|
| **C** | **Si** | **Mn** | **P** | **S** |
| 0,14-0,22 | 0,12-0,30 | 0,40-0,65 | 0,045 | 0,055 |

*Джерело: [3, с. 22]*

## 4.4 Кількість елементів, що вноситься металевою частиною

За умови переробки *70 %* чавуну і *30 %* скрапу металевою частиною вноситься:

Таблиця 4.4 – Кількість елементів, що вносяться чавуном і скрапом

| Матеріал | Кількість елементів, кг | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | **C** | **Si** | **Mn** | **P** | **S** |
| Чавун | 3,12 | 0,50 | 0,36 | 0,042 | 0,035 |
| Скрап | 0,08 | 0,09 | 0,12 | 0,015 | 0,012 |
| Всього | 3,2 | 0,59 | 0,48 | 0,057 | 0,047 |

*Джерело: [3, с. 23]*

### 4.5 Кількість і склад шлаку, використовуючи дані, отримані на практиці

4.5.1 Приймаємо:

- зношення футерівки складає *0,3 %* маси металевої шихти;
- витрата $CaF_2$ складе *0,3 %*;
- з металевої шихти в шлак перейде 100%*Si*,
  90% *P*,
  80% *Mn*,
  50% *S*

4.5.2 Приймаємо, що з неметалевої частини шихти в шлак перейдуть всі оксиди, за виключенням $H_2O$ і $CO_2$.

### 4.6 Витрати вапна

4.6.1 Щоб забезпечити достатню десульфурацію і дефосфорацію металу основність шлаку ($CaO/SiO_2$) повинна бути від *2,5* до *3,5*. Для розрахунку приймаємо основність шлаку – *3,0*. Тоді флюсуюча здібність вапна складе:

$$0,86 – 3,0 \cdot 0,018 = 0,806 \text{ кг } CaO \text{ вапна}$$

4.6.2 Шихтою (без вапна) і футерівкою вноситься кремнезему у шлак, *кг*:

а) металевою частиною шихти $0,59 \cdot 60 / 28 = 1,2643$

б) футерівкою $0,05 \cdot 0,3 = 0,015$

в) плавиковим шпатом $0,05 \cdot 0,3 = 0,015$

Всього буде внесено кремнезему, *кг*:

$$1,2643 + 0,015 + 0,015 = 1,2943$$

4.6.3 Для ошлакування цієї кількості $SiO_2$ необхідно оксиду кальцію, *кг*:

$$1,2943 \cdot 3,0 = 3,8829$$

4.6.4 Визначаємо кількість оксиду кальцію, що вноситься шихтою, *кг:*

а) плавиковим шпатом $0,3 \cdot 0,08 = 0,024$

б) футеровкой $0,3 \cdot 0,02 = 0,006$

4.6.5 Необхідно вапна без урахування *CaO*, що вноситься шихтою, *кг*:

$$(3,8829 – 0,024 – 0,006) / 0,8 = 4,8161$$

### 4.7 Складові шлаку

4.7.1 Вноситься кремнезему вапном, *кг*:

$$4{,}8161 \cdot 0{,}018 = 0{,}0867$$

4.7.2 Вноситься оксиду кальцію вапном, *кг*:

$$4{,}8161 \cdot 0{,}86 = 4{,}1418$$

4.7.3 Вноситься оксиду магнію, *кг*:

а) вапном $4{,}8161 \cdot 0{,}02 = 0{,}0963$

б) футерівкою $0{,}3 \cdot 0{,}7 = 0{,}21$

4.7.4 Вноситься глиноземом, *кг*:

а) вапном $4{,}8161 \cdot 0{,}017 = 0{,}0819$

б) плавиковим шпатом $0{,}3 \cdot 0{,}01 = 0{,}003$

в) футерівкою $0{,}3 \cdot 0{,}03 = 0{,}009$

4.7.5 Вноситься оксидів хрому футерівкою, *кг*:

$$0{,}3 \cdot 0{,}12 = 0{,}036$$

4.7.6 Вноситься оксидів марганцю металевою часткою шихти, *кг*:

$$0{,}48 \cdot 0{,}8 \cdot 71/55 = 0{,}4957$$

4.7.7 Вноситься оксидів фосфору металевою часткою шихти, *кг*:

$$0{,}057 \cdot 0{,}9 \cdot 142/62 = 0{,}1175$$

4.7.8 Вноситься оксидів заліза футерівкою, *кг*:

$$0{,}3 \cdot 0{,}08 = 0{,}024$$

4.7.9 Вноситься $CaF_2$ плавиковим шпатом, *кг*:

$$0{,}3 \cdot 0{,}795 = 0{,}2385$$

4.7.10 Визначаємо склад шлаку

Таблиця 4.5 – Складові шлаку

| | Кількість оксидів, кг | | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Джерела шлаку | **$SiO_2$** | **CaO** | **MgO** | **$Al_2O_3$** | **$Cr_2O_3$** | **S** | **MnO** | **$P_2O_5$** | **$Fe_2O_3$** | **$CaF_2$** | **Всього** |
| Металічна шихта | 1,2643 | - | - | - | - | 0,024 | 0,4957 | 0,1175 | - | - | 1,9015 |
| Вапно | 0,0867 | 4,1418 | 0,0963 | 0,0819 | - | - | - | - | - | - | 4,4067 |
| Плавиковий шпат | 0,015 | 0,024 | - | 0,003 | - | - | - | - | - | 0,2385 | 0,2805 |
| Футерівка | 0,015 | 0,006 | 0,21 | 0,009 | 0,036 | - | - | - | 0,024 | - | 0,300 |
| Всього | 1,381 | 4,1718 | 0,3063 | 0,0939 | 0,036 | 0,024 | 0,4957 | 0,1175 | 0,024 | 0,2385 | 6,8887 |

*Джерело: [3, с. 25]*

4.7.11 Виходячи з практичних даних приймаємо, що у шлаку міститься 4 % $Fe_2O_3$ і 12 % $FeO$. Тоді маса шлаку без оксидів заліза складе:

$$100 - 4 - 12 = 84\ \%$$

4.7.12 Маса шлаку разом з оксидами заліза складе, *кг*:

$$6{,}8887 / 0{,}84 = 8{,}2008$$

- в тому числі сумарна кількість оксидів заліза, *кг*:

$$8{,}2008 - 6{,}8887 = 1{,}3121$$

- з них $Fe_2O_3$ буде: $1{,}3121 \cdot 0{,}25 = 0{,}3280$

де $0{,}25$ – частка $Fe_2O_3$ в сумі оксидів заліза

- кількість $FeO$ буде: $1{,}3121 - 0{,}3280 = 0{,}9841$

4.7.13 За даними практики приймаємо, що кількість заліза, що залишилася у шлаку у вигляді корольків, втрати з викидами і вигар заліза складає *3 %*, тобто *3,00 кг*.

4.7.14 Витрачається заліза на вигар з утворенням $Fe_2O_3$, *кг*:

$$Fe_{Fe_2O_3} = (0,328 – 0,024) \cdot 112/160 = 0,2128$$

4.7.15 Витрачається заліза на вигар з утворенням *FeO*, *кг:*

$$Fe_{FeO} = 0,9841 \cdot 56/72 = 0,7654$$

4.7.16 Втрати заліза у вигляді корольків і викидів складає, *кг*:

$$3,0 – 0,2128 – 0,7654 = 2,0218$$

### 4.8 Вихід рідкої сталі

Вихід рідкої сталі, з урахуванням *0,20 кг* вуглецю і за винятком угару елементів складе, *кг*:

$$100 – [(3,20 – 0,20) + 0,59 + 0,48 \cdot 0,8 + 0,057 \cdot 0,9 + 0,047 \cdot 0,5 + 3,0] = 92,9512$$

### 4.9 Кількість домішок, що залишилися в металі, *кг*:

Вуглець – *0,2*
Кремній – *сліди*
Марганець – *0,096*
Фосфор – *0,0057*
Сірка – *0,0235*

### 4.10 Склад металу

Таблиця 4.6 – Склад металу

| Вміст елементів, % | | | | |
|---|---|---|---|---|
| **C** | **Si** | **Mn** | **P** | **S** |
| 0,2152 | сліди | 0,1033 | 0,0061 | 0,0253 |

*Джерело: [3, с. 26]*

### 4.11 Кількість $CO_2$ і $CO$, що утворюються при окисленні вуглецю металошихти

На основі практичних даних приймаємо, що 10% вуглецю, який вигорів, окислюється до $CO_2$ і *90%* – до $CO$, тоді:

- вигорить вуглецю — $3,20 – 0,20 = 3,00$ *кг*
- окислиться до $CO_2$ — $3,00 \cdot 0,1 = 0,300$ *кг*
- окислиться до $CO$ — $3,00 \cdot 0,9 = 2,700$ *кг*
- утвориться $CO_2$ — $0,300 \cdot 44/12 = 1,100$ *кг*
- утвориться $CO$ — $2,700 \cdot 28/12 = 6,300$ *кг*

### 4.12 Кількість дуття

4.12.1 Потрібно кисню на окислення заліза до утворення $Fe_2O_3$ і $FeO$, *кг*:
- для утворення $Fe_2O_3$: (пункт 4.7.14)

$$O_{2Fe_2O_3} = (0{,}328 - 0{,}024) \cdot 48/160 = 0{,}0912 \text{ кг}$$

- для утворення $FeO$: (пункт 4.7.15)

$$O_{2FeO} = 0{,}9841 \cdot 16/72 = 0{,}2187 \text{ кг}$$

4.12.2 Потрібно кисню на окислення домішок, *кг*

| | |
|---|---|
| вуглецю до $CO_2$ | $1{,}1 \cdot 32/44 = 0{,}8$ |
| вуглецю до $CO$ | $6{,}300 \cdot 16/28 = 3{,}600$ |
| марганцю до $MnO$ | $0{,}4957 \cdot 16/71 = 0{,}1117$ |
| кремнію до $SiO_2$ | $1{,}2643 \cdot 32/60 = 0{,}6743$ |
| фосфору до $P_2O_5$ | $0{,}1175 \cdot 80/142 = 0{,}0662$ |

4.12.3 Всього потрібно кисню на окислення заліза і домішок, *кг*:

$$0{,}0912 + 0{,}2187 + 0{,}8 + 3{,}60 + 0{,}1117 + 0{,}6743 + 0{,}0662 = 5{,}5621$$

4.12.4 Потрібно технічного кисню при *95 %* його засвоєнні, *кг:*

$$5{,}5621 / 0{,}95 = 5{,}8548$$

4.12.5 Потрібно дуття при чистоті кисню *99,5 %, кг*:

$$V_д = 5{,}8548 / 0{,}995 = 5{,}8842$$

## 4.13 Склад і кількість газів, що відходять

4.13.1 Отримано $CO_2$:

| | |
|---|---|
| - від горіння вуглецю | $1{,}100$ *кг* |
| - з вапна | $4{,}8161 \cdot 0{,}066 = 0{,}3179$ *кг* |
| - з плавикового шпату | $0{,}3 \cdot 0{,}06 = 0{,}018$ *кг* |

Всього $CO_2$: $1{,}100 + 0{,}3179 + 0{,}018 = 1{,}4359$ *кг* або

$$1{,}4359 \cdot 22{,}4/44 = 0{,}7310 \text{ м}^3$$

4.13.2 Утворюється парів води з вологи шихти:

$$4{,}8161 \cdot 0{,}019 + 0{,}3 \cdot 0{,}005 = 0{,}093 \text{ кг або}$$

$$0{,}093 \cdot 22{,}4/18 = 0{,}1157 \text{ м}^3$$

4.13.3 Утворюється азоту з дуття:

$$5{,}8842 \cdot 0{,}005 = 0{,}0294 \text{ кг або}$$

$$0{,}0294 \cdot 22{,}4/28 = 0{,}0235 \text{ м}^3$$

4.13.4 Кількість кисню дуття, що залишився:

$$O_{2\ дуття} = V_{дуття} - N_{2\ дуття}$$

$$5{,}8842 - 0{,}0294 = 5{,}8548 \text{ кг}$$

Залишається незадіяного кисню:

$$O_{2\ незад.} = O_{2\ дуття} - O_{2\ Fe\ і\ домішки} = 5{,}8548 - 5{,}5621 = 0{,}2927 \text{ кг або}$$

$$0{,}2927 \cdot 22{,}4 / 32 = 0{,}2049 \text{ м}^3$$

## 4.14 Кількість і склад газу, що відходить

Таблиця 4.7 – Кількість і склад газу

| Складові газу | Кількість, кг | Об’єм, $м^3$ | Вміст, % |
|---|---|---|---|
| $CO_2$ | 1,4359 | 0,7310 | 11,95 |
| CO | 6,300 | 5,040 | 82,42 |
| $H_2O$ | 0,093 | 0,1157 | 1,90 |
| $N_2$ | 0,0294 | 0,0235 | 0,38 |
| $O_2$ | 0,2927 | 0,2049 | 3,35 |
| Всього | 8,1510 | 6,1151 | 100 |

*Джерело: [3, с. 28]*

### 4.15 Матеріальний баланс плавки

Таблиця 4.8 – Матеріальний баланс плавки

| Надійшло | кг | Отримано | кг |
|---|---|---|---|
| Чавуну і лому | 100 | Металу | 92,9512 |
| Вапна | 4,8161 | Шлаку | 8,2008 |
| Плавикового шпату | 0,3 | Газів, що відходять | 8,151 |
| Зруйнованої футерівки | 0,3 | Заліза корольків і викидів | 2,0218 |
| Дуття | 5,8842 | | |
| Всього | 111, 3003 | Всього | 111,3248 |

*Джерело: [3, с. 28]*

Нев’язка

$$H = \frac{\Sigma_{надход} - \Sigma_{отримано}}{\Sigma_{надход}} \cdot 100\%$$

Допускається нев’язка до *1,0 %*

$$H = \frac{111{,}3003 - 111{,}3248}{111{,}3003} \cdot 100\% = -0{,}022\%$$

### 4.16 Розкислення сталі

4.16.1 Склад сталі перед розкисленням

Таблиця 4.9 – Склад сталі перед розкисленням

| Показник | Вміст елементів | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | **C** | **Si** | **Mn** | **P** | **S** |
| Маса, кг | 0,2000 | - | 0,096 | 0,0057 | 0,0235 |
| Склад, % | 0,2152 | - | 0,1033 | 0,0061 | 0,0253 |

*Джерело: [3, с. 29]*

4.16.2 Виходячи з складу сталі приймаємо, що в готовій сталі повинно міститися: *0,2 % Si; 0,5 % Mn.*

4.16.3 У відповідності з даними табл. 4.9 для отримання сталі заданого складу необхідно внести *0,2 % Si* і *0,3967 % Mn.*

4.16.4. Розкислення металу проводиться феросиліцієм і феромарганцем в ковші при зливанні металу в сталерозливний ківш.

Таблиця 4.10 – Хімічний склад розкислювачів і легуючих

| Марка феросплаву | Вміст елементів, % | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | **Mn** | **Fe** | **C** | **Si** | **P** | | **S** |
| | | | | | А | Б | |
| | | | не більше | | | | |
| Феросиліцій ФС-45 | 0,40 | 54,41 | 0,10 | 45,00 | 0,05 | 0,05 | 0,04 |
| Феромарганець ФМн 88 | св. 85,0 – 95,0 вкл. | | 2,00 | 3,00 | 0,10 | 0,40 | 0,03 |
| Феромарганець ФМн 78 | 75-82 | | 7,00 | 6,00 | 0,05 | 0,70 | 0,03 |
| Феромарганець ФМн 70 | 65-75 | | 7,00 | 6,00 | 0,30 | 0,70 | 0,03 |

*Джерело: [3, с. 29]*

4.16.5 Приймаємо за даними практики вигар *Si* і *Mn* рівним 20%. Тоді необхідна кількість феросплавів буде, *кг*:

феросиліцію: $92{,}9512 \cdot 0{,}2 / (100 \cdot 0{,}45 \cdot 0{,}8) = 0{,}5163$

феромарганцю: $92{,}9512 \cdot 0{,}3967 / (100 \cdot 0{,}85 \cdot 0{,}8) = 0{,}5422$

4.16.6 Маса сталі після розкислення, *кг*:

$$92{,}9512 + 0{,}5163 \cdot 0{,}8 + 0{,}5422 \cdot 0{,}8 = 93{,}798$$

4.16.7 Перейде в метал з феросплавів, *кг*:

- вуглецю $0{,}5163 \cdot 0{,}001 \cdot 0{,}8 + 0{,}5422 \cdot 0{,}02 \cdot 0{,}8 = 0{,}009$
- кремнію $0{,}5163 \cdot 0{,}45 \cdot 0{,}8 + 0{,}5422 \cdot 0{,}03 \cdot 0{,}8 = 0{,}1988$
- марганцю $0{,}5163 \cdot 0{,}004 \cdot 0{,}8 + 0{,}5422 \cdot 0{,}85 \cdot 0{,}8 = 0{,}3700$
- фосфору $0{,}5163 \cdot 0{,}0005 \cdot 0{,}8 + 0{,}5422 \cdot 0{,}001 \cdot 0{,}8 = 0{,}0006$
- сірки $0{,}5163 \cdot 0{,}0004 \cdot 0{,}8 + 0{,}5422 \cdot 0{,}0003 \cdot 0{,}8 = 0{,}0003$

4.16.7.1 Визначаємо кількість вуглецю в сталі, *кг*:

$$0{,}200 + 0{,}009 = 0{,}209$$

4.16.7.2 Визначаємо кількість марганцю в сталі, *кг*:

$$0{,}096 + 0{,}370 = 0{,}466$$

4.16.7.3 Визначаємо кількість фосфору в сталі, *кг*:

$$0{,}0057 + 0{,}0006 = 0{,}0063$$

4.16.7.4 Визначаємо кількість сірки в сталі, *кг*:

$$0{,}0235 + 0{,}0003 = 0{,}0238$$

4.16.8 Склад готової сталі після розкислення

Таблиця 4.11 – Хімічний склад готової сталі після розкислення

| Показники | Маса, кг | Склад, % |
|---|---|---|
| C | 0,2090 | 0,2228 |
| Si | 0,1988 | 0,2112 |
| Mn | 0,466 | 0,4951 |
| P | 0,0063 | 0,0067 |
| S | 0,0238 | 0,0254 |
| Fe* | 92,8941 | 99,0388 |
| Сума | 93,798 | 100,0 |

*Джерело: [3, с. 30]*

*****Кількість заліза визначається з різниці:

*93,798 – (0,209 +0,1988 + 0,466 + 0,0063 + 0,0238) = 92,8941 кг*

Сталь отриманого складу відповідає вимогам ДСТУ для марки **Ст3**.

## 4.17 Розрахунок теплового балансу

4.17.1 Прихід тепла

4.17.1.1 Фізичне тепло чавуну при $1350\ ^0C$

$Q_1 = [0,745 \cdot 1150 + 217,67 + 0,837 \cdot (1350 – 1150)] \cdot 70 = 86927,4$ *кДж,*

де *0,745* – середня теплоємність чавуну в твердому стані

$T_{пл}$, *кДж/кг · град*

*1150* – температура плавлення чавуну $T_{пл}$, $^0C$

*217,67* – теплота плавлення чавуну, *кДж/кг,*

*0,837* – середня теплоємність рідкого чавуну, *кДж/кг · град.*

4.17.1.2 Тепло екзотермічних реакцій окислення домішок, *кДж:*

$C \rightarrow CO_2$ $34061 \cdot 0,3 = 10218,3$

$C \rightarrow CO$ $10457 \cdot 2,7 = 28233,9$

$Si \rightarrow SiO_2$ $31073 \cdot (0,59 + 0,5163 \cdot 0.45 \cdot 0,2 + 0,5422 \cdot 0,03 \cdot 0,2) = 19880,5$

$Mn \rightarrow MnO$ $7359 \cdot (0,48 \cdot 0,8 + 0,5163 \cdot 0,2 \cdot 0,004 + 0,5422 \cdot 0,85 \cdot 0,2) = 3507,3$

$P \rightarrow P_2O_5$ $24982 \cdot 0,0063 \cdot 0,9 = 141,648$

$Q_2 = 10218,3 + 28233,9 + 19880,5 + 3507,3 + 141,648 = 61982,1$ *кДж*

4.17.1.3 Виділиться тепла за реакцією утворення силікатів кальцію з умов, що всі оксиди кремнію і фосфору пов’язані з оксидом кальцію:

$2CaO + SiO_2 = (CaO)_2 \cdot SiO_2 + 141545,4$ *кДж*

$4CaO + P_2O_5 = (CaO)_4 \cdot P_2O_5 + 673326,5$ *кДж*

$Q_3 = (141545,4 \cdot 1,381/60 + 673326,5 \cdot 0,1175/142) = 3815,1$ *кДж*

де *1,381* – кількість $SiO_2$ (табл. 4.5)

*0,1175* – кількість $P_2O_5$ (табл. 4.5)

4.17.2 Витрати тепла

4.17.2.1 Втрати тепла зі сталлю

$$Q_1' = [0{,}699 \cdot 1500 + 272{,}1 + 0{,}837 \cdot (1620 - 1500)] \cdot 92{,}9512 = 132087{,}4 \text{ кДж},$$

де *0,699* – середня теплоємність сталі в твердому стані, $\frac{кДж}{кг \cdot град}$,

*1500* – температура плавлення сталі, °С,

*272,1* – теплота плавлення сталі, *кДж/кг*

*0,837* – середня теплоємності рідкої сталі, $\frac{кДж}{кг \cdot град}$,

*92,9512* – кількість сталі до розкислення, кг

4.17.2.2 Втрати тепла зі шлаком визначаємо з умов, що температура шлаку дорівнює температурі сталі на випуску, тобто *1620 °С*.

$$Q_2' = [1{,}331 \cdot 1300 + 351{,}62 + 2{,}496\ (1620 - 1300)] \cdot 8{,}2008 = 23623{,}55 \text{ кДж}$$

де *1,331* – середня теплоємність твердого шлаку, $\frac{кДж}{кг \cdot град}$,

*351,62* – теплота плавлення шлаку, *кДж/кг*

*2,496* – середня теплоємність рідкого шлаку, $\frac{кДж}{кг \cdot град}$,

*1300* – температура плавлення шлаку, °С

4.17.2.3 Кількість тепла, що уноситься газами, які відходять. Приймаємо температуру газів, що відходять *1450* $^0C$. Тоді с газами втрачається тепла:

$CO_2$ $3407{,}4 \cdot 0{,}731 = 2490{,}8$ кДж

$CO$ $2118{,}12 \cdot 5{,}04 = 10675{,}3$ кДж

$H_2O$ $2645{,}55 \cdot 0{,}1157 = 306{,}1$ кДж

$O_2$ $2210{,}21 \cdot 0{,}2049 = 452{,}9$ кДж

$N_2$ $2088{,}8 \cdot 0{,}0235 = 49{,}1$ кДж

$$Q_3' = 2490{,}8 + 10675{,}3 + 306{,}1 + 452{,}9 + 49{,}1 = 13974{,}2 \text{ кДж}$$

4.17.2.4 Тепло, що втрачається з корольками заліза і викидами:

$$Q_4' = 0{,}837 \cdot 1620 \cdot 2{,}0218 = 2741{,}4 \text{ кДж}$$

4.17.3 Статті приходу і витрат тепла зводимо до таблиці теплового балансу.

Таблиця 4.12 – Тепловий баланс

| № з/п | Прихід тепла | кДж | % | № п/п | Витрати тепла | кДж | % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1 | Фізичне тепло чавуну $Q_1$ | 86927,4 | 50,4 | 1 | Фізичне тепло сталі, $Q'_1$ | 132087,4 | 76,6 |
| 2 | Окислення домішок металу $Q_2$ | 61982,1 | 36,7 | 2 | Фізичне тепло шлаку, $Q'_2$ | 23623,55 | 13,7 |

| | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 3 | Шлакоутворення $Q_3$ | 3815,1 | 2,2 | 3 | З газами, що відходять $Q'_4$ | 13974,2 | 8,1 |
| 4 | Додаткове паливо $Q_4$ | 19701,95 | 10,7 | 4 | З корольками заліза і викидами $Q'_4$ | 2741,4 | 1,6 |
| | (Всього) | (152724,6) | | | | | |
| | Всього | 172426,55 | 100,0 | | Всього | 172426,55 | 100,0 |

*Джерело: [3, с. 32]*

Складаємо всі статті приходу і витрат тепла. В даному випадку прихід тепла менш ніж витрати. Необхідно збалансувати баланс. Нехватка тепла складе (за основу беремо більшу цифру):

$$172426,55 - 152724,6 = 19701,95 \text{ кДж}$$

Заносимо цю величину в приходу частину теплового балансу як додаткову статтю «Додаткове паливо». Тепер баланс збалансований, тобто прихід тепла дорівнює витрат. Таким чином, необхідно додати тепла у кількості *19701,95 кДж*. Розраховуємо необхідну кількість коксику (або другого матеріалу, що містить вуглець).

$$K_{дод.} = \frac{19701,95}{25116} = 0,7844 \text{ кг},$$

де *25116* – теплота згоряння коксового дріб'язку.

Таким чином, на *100 кг* металевої шихти необхідно внести у якості додаткового палива *0,7844 кг* коксового дріб'язку. На 1 т сталі це складе: *10 · 0,7844 = 7,844 кг*. На всю плавку при ємності конвертеру *250* т необхідно коксового дріб'язку:

$$250 \cdot 7,844 = 1961 \text{ кг}.$$

При складанні теплового балансу може бути другий варіант – коли в приходній частині має місто надлишок тепла, а в частині витрат не вистачає статей, що споживають тепло.

В цьому випадку надлишок тепла компенсується подачею в ванну необхідної кількості металевого брухту. В частині витрат теплового балансу з'являється додаткова стаття – «Кількість додаткового металевого брухту».

# 5 ЗАХИСТ ТА ОЦІНЮВАННЯ КУРСОВОЇ РОБОТИ

## 5.1 Критерії оцінювання курсової роботи

Курсова робота оцінюється як окремий освітній компонент за таким розподілом балів (табл. 5.1):

Таблиця 5.1 – Розподіл балів при оцінюванні курсової роботи

| **Складові оцінки** | **Максимальна кількість балів** |
|---|---|
| Написання роботи: зміст, вступ, основна частина, висновки, список використаних джерел, додатки (у разі необхідності) тощо | 60 |
| Захист роботи: аргументоване, послідовне викладення матеріалу; демонстрація презентації; чіткі та правильні відповіді на запитання членів комісії тощо | 40 |
| **Усього** | **100** |

Критерії оцінювання та розподіл балів за основні етапи роботи над курсовою роботою (табл. 5.2):

Таблиця 5.2 – Критерії оцінювання та розподіл балів за основні етапи

| **Елемент оцінювання** | **Максимальна кількість балів** |
|---|---|
| Вчасне виконання етапів роботи над курсовою роботою | 5 |
| Актуальність теми та її обґрунтування. Глибина аналізу використаної літератури | 10 |
| Відповідність змісту роботи темі, цілям і завданням | 10 |
| Логічність, послідовність, аргументованість розкриття теми курсової роботи відповідно до розділів курсової роботи | 5 |
| Ступінь самостійності і творчого підходу до написання курсової роботи. | 5 |
| Обґрунтованість та рівень самостійності узагальнень і висновків | 10 |
| Дотримання наукового стилю | 5 |
| Мовностилістична грамотність | 5 |

| | |
|---|---|
| Відповідність оформлення стандартам | 5 |
| **Усього** | **60** |

Критерії оцінювання та розподіл балів за публічний захист курсової роботи (табл. 5.3):

Таблиця 5.3 – Критерії оцінювання та розподіл балів за публічний захист

| **Елемент оцінювання** | **Критерій оцінювання** | **Максимальна кількість балів** |
|---|---|---|
| Доповідь | Уміння стисло й послідовно викласти сутність і результати дослідження; дотримання регламенту | 10 |
| Відповіді | Уміння орієнтуватися в досліджуваній темі; уміння правильно висловлювати свої думки; уміння аргументовано відповідати на питання | 20 |
| Презентація | Уміння проілюструвати доповідь змістовними фактами | 10 |
| **Усього** | | **40** |

### 5.2 Процедура захисту курсової роботи

Захист курсової роботи здобувачем проводиться в присутності комісії, призначеної кафедрою, керівника курсової роботи та студентів групи.

Під час захисту з'ясовується, наскільки серйозно і вдумливо здобувач працював над проблемами теми, над літературними джерелами, над аналізом фактичного і статистичного матеріалу.

Підготовка до захисту складається з кількох етапів, першим з яких є підготовка тексту усного повідомлення. Наявність написаного тексту – це необхідність, продиктована суворим регламентом захисту.

Структурно текст усного повідомлення має містити три логічно взаємопов’язані частини, кожна з яких є самостійним смисловим блоком. У першій – вступній частині – називають тему роботи, коротко висвітлюють сучасний стан розробки наукової проблеми, якій присвячено роботу, визначають об’єкт, предмет, мету, конкретні завдання і методи дослідження, стисло описують структуру роботи. Середня, найбільша за обсягом, частина присвячена результатам дослідження та їх інтерпретації. У заключній частині подають загальні висновки і практичні рекомендації. Запропонована структура є загальною схемою. Вона може бути конкретизована або змінена залежно від особливостей і змісту роботи.

У виступі мають бути чітко позначені початок і кінець повідомлення і прозвучати подяка присутнім за увагу. Загальний обсяг тексту усного повідомлення не має перевищувати 3-4 сторінок.

До тексту виступу бажано підготувати ілюстрації (схеми, графіки тощо) і таблиці оформлені в презентації. Вони мають допомогти успішно викласти мету дослідження, його методику й основні результати. Якщо здобувач вирішив використати такі матеріали, йому слід обов'язково включити до тексту повідомлення посилання на них. Демонстраційні матеріали, про які в усному повідомленні не сказано й слова, лише погіршать враження від виступу.

Оскільки текст виступу сприйматиметься на слух, його слід критично оцінити й максимально наблизити до усного мовлення. Для цього бажано внести поправки, які пожвавлюють виклад, полегшують сприйняття усного повідомлення слухачами:

а) довгі речення за можливості замінити короткими;

б) у ключових позиціях тексту ввести звертання до слухачів, покликані активізувати їх увагу, наприклад, «..., як ви знаєте, …», «дозвольте звернути вашу увагу на ...»;

в) в окремих місцях доповіді замість розповідних речень ввести запитання й відповіді, наприклад: «Чи правильна така думка?», «З цього приводу виникає питання: ...»;

г) виразити словами смислові зв'язки між частинами доповіді, наприклад: «Далі перейдемо до розгляду …», «Наступна проблема …», «І ще одне: …»;

д) замінити дієприслівники та дієприкметникові звороти окремими реченнями з дієслівними формами.

Коли доповідь готова, слід позначити в тексті паузи й ті місця, які студент переказуватиме своїми словами. Після цього текст доповіді слід кілька разів прочитати вголос. З одного боку, це дасть змогу ще раз критично оцінити його і точно визначити, скільки часу займатиме повідомлення, а з іншого – психологічно підготуватися до виступу. Корисно провести своєрідну репетицію доповіді у присутності друзів або записати своє повідомлення на магнітофон.

Успішний виступ залежить не тільки від наявності добре продуманого тексту чи того, як добре здобувач знає текст, а й від того, як його прочитано, від манери триматися, характеру відповідей на запитання присутніх. Під час захисту слід говорити ясно, спокійно, впевнено, граматично правильно, виразно, дотримуючись літературної вимови. Студент, який поспішає, «ковтаючи» закінчення, або говорить тихо й нерозбірливо, справляє погане враження. Не краще враження залишає і той, хто не може відірватися від тексту й через це не бачить слухачів, не відчуває їх реакції.

Відповіді на запитання мають бути короткими і по суті. Перш ніж відповідати, слід уважно вислухати запитання. Якщо воно незрозуміле, потрібно попросити уточнити його.

Кількість і характер запитань на захисті курсової роботи значною мірою залежать від успішності виступу. Як правило, велика кількість запитань виникає у членів комісії тоді, коли з доповіді не зрозуміло, що повинен був зробити автор або що він зробив. Таким чином, підготувавши добре

структуроване, ґрунтовне повідомлення, студент зменшує кількість можливих запитань.

При підготовці до захисту слід ураховувати, що коло запитань може бути ширшим за тему роботи, адже на захисті з'ясовується не тільки рівень орієнтації в темі дослідження, а й рівень загальної підготовки з дисципліни.

Отже, готуючись до захисту, не тільки корисно, а й необхідно повторити за підручниками і конспектами матеріал усього курсу, насамперед загальні теоретичні питання.

### 5.3 Дотримання принципу академічної доброчесності

Студент підписує декларацію про дотримання академічної доброчесності при підготовці курсової роботи, яку також надає керівникові. Якщо робота має суттєві зауваження з боку керівника через недотримання академічної доброчесності та виявлений академічний плагіат, то робота з відповідними коментарями повертається студентові на доопрацювання (див. Додаток Е).

### 5.4 Визначення підсумкової оцінки за підготовку та захист курсової роботи

Захищена курсова робота оцінюється у **60-100 балів**. Бальна оцінка переводиться у **національну** шкалу та шкалу **ECTS** (табл. 5.4) :

Таблиця 5.4 – Шкала оцінювання: національна та ECTS

<table>
<tr><td rowspan="2">За шкалою ECTS</td><td rowspan="2">За шкалою університету</td><td colspan="2">За національною шкалою</td></tr>
<tr><td colspan="2">Диференційний залік</td></tr>
<tr><td>A</td><td>90 – 100 (відмінно)</td><td>відмінно</td><td rowspan="5">Зараховано</td></tr>
<tr><td>B</td><td>85 – 89 (дуже добре)</td><td rowspan="2">добре</td></tr>
<tr><td>C</td><td>75 – 84 (добре)</td></tr>
<tr><td>D</td><td>70 – 74 (задовільно)</td><td rowspan="2">задовільно</td></tr>
<tr><td>E</td><td>60 – 69 (достатньо)</td></tr>
<tr><td>FX</td><td>35 – 59 (незадовільно – з можливістю повторного складання)</td><td rowspan="2">незадовільно</td><td rowspan="2">Не зараховано</td></tr>
<tr><td>F</td><td>1 – 34 (незадовільно – з обов'язковим повторним курсом)</td></tr>
</table>

## ВИКОРИСТАНА ЛІТЕРАТУРА


1. ДСТУ 3008:2015. Інформація та документація. Звіти у сфері науки і техніки. Структура та правила оформлювання. Київ : ДП «УкрНДНЦ», 2016.
2. ДСТУ 8302:2015. Інформація та документація. Бібліографічне посилання. Загальні положення та правила складання. Київ : ДП «УкрНДНЦ», 2016.
3. Харченко О. В. Теорія і технологія сталеплавильного виробництва : навч. посіб. для викон. інж. розрахунків у курс. проектуванні для студентів ЗДІА спец. 090401 «Металургія чор. металів» всіх форм навчання. Запоріжжя : ЗДІА, 2018. 133 с.
4. Харченко, О. В., Лічконенко Н. В. Теорія сталеплавильного виробництва : навч.-метод. посіб. для студентів ЗДІА спец. 136 "Металургія" ден. та заоч. форм навчання. Запоріжжя : ЗДІА, 2017. 159 с.
5. ДСТУ ГОСТ 2.001:2006. Єдина система конструкторської документації. Загальні положення. Київ : ДП «УкрНДНЦ», 2006.


## РЕКОМЕНДОВАНА ЛІТЕРАТУРА

**Основна:**


1. Бойченко Б. М., Охотський В. Б., Харлашин П. С. Конвертерне виробництво сталі: теорія, технологія, якість сталі, конструкції агрегатів, рециркуляція матеріалів і екологія. Дніпропетровськ : РВА“Дніпро-ВАЛ”, 2006. 456 с.
2. Технології підвищення якості сталі : підручник / О. Г .Величко та ін. Дніпро : Системні технології, 2009. 196 с.
3. Віхлевщук В. А., Харахулах В. С., Бродський С. С. Ковшове доведення сталі. Дніпропетровськ : Системні технології, 2000. 190 с.
4. Позапічні способи поліпшення якості сталі / Н. М. Чуйко та ін. Київ : Техніка, 1978. 128 с.
5. Kharchenko O. V. Thermodynamic modeling of «metal-slag-gas» system in control systems for melting, deoxidation, alloying and out-of-furnace steel processing : monograph. Kyiv : Naukova Dumka, 2023. 240 p.


**Інформаційні джерела**:


1. Теорія і технологія виробництва сталі. *Платформа дистанційного навчання Moodle ЗНУ*. URL: https://moodle.znu.edu.ua/course/view.php?id=8757 (дата звернення: 01.04.2025).
2. Метал України та світу – новини та аналітика металургійного комплексу; досьє (колекція матеріалів преси) на підприємствах України. URL: https://ukrmet.dp.ua (дата звернення: 01.04.2025).
3. Наукова бібліотека Запорізького національного університету. URL: https://library.znu.edu.ua/ (дата звернення: 01.04.2025).
4. Національна бібліотека України імені В. І. Вернадського. URL: http://www.nbuv.gov.ua/ (дата звернення: 01.04.2025).

ДОДАТОК А

Міністерство освіти і науки України
Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю.М. Потебні
Запорізького національного університету

**Кафедра металургійних технологій, екології та техногенної безпеки**

# ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА

## до курсової роботи

з дисципліни «Теорія і технологія виробництва сталі»

тема: **Розробка технології виплавки сталі _______, розрахунок матеріального і теплового балансів киснево-конвертерної плавки з верхнім дуттям**

Виконав
студент групи: _____

Керівник
_____ _____

Запоріжжя, 20__

ДОДАТОК Б

Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю.М. Потебні
Запорізького національного університету

Кафедра ____*Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки*
Дисципліна _____*Теорія і технологія виробництва сталі*_____
Спеціальність _____*136 «Металургія*_____
Курс _____ Група _____ Семестр _____

**ЗАВДАННЯ**
на курсову роботу студенту
_____

1. Тема роботи _____*Розробити технологію виплавки сталі ..... в кисневому конвертері з верхнім дуттям*

2. Строк здачі студентом закінченої роботи _____

3.Вихідні дані до роботи _____
*3.1 Завдання*_____
*3.2 Патентна і технічна література*_____
_____

4. Зміст пояснювальної записки:
*4.1*_____
*4.2*_____
*4.3*_____

Дата видачі завдання _____

Керівник роботи: /_____/

ДОДАТОК В

# РЕФЕРАТ

Сторінок – , таблиць – , рисунків – , посилань –

В даній пояснювальній записці розглядається технологія виплавки сталі Ст3Гпс в кисневому конвертері з верхнім дуттям.

Надається описання шихтових матеріалів для киснево-конвертерного процесу.

Розглядається розроблена технологія виплавки сталі у кисневому конвертері і взаємозв'язок з продуктивністю агрегату, і якістю сталі, що виплавляється. Наводяться техніко-економічні показники конвертерного процесу.

Виконаний розрахунок матеріального і теплового балансів киснево-конвертерної плавки.

СТАЛЬ, ТЕХНОЛОГІЯ ПЛАВКИ, ЧАВУН, ШЛАК, ШИХТА, КОНВЕРТЕР, РОЗКИСЛЕННЯ, ЛЕГУВАННЯ, ПОКАЗНИКИ ПЛАВКИ

ДОДАТОК Г

## Хімічний склад феросплавів

### Таблиця Г.1 – Ферохром за ДСТУ ГОСТ 4757:2009

| Марка ферохрому | Масова частка елементу, % | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | ***Cr*** не менше | ***C*** | ***Si*** | ***P*** | ***S*** | ***Al*** |
| | | не більше | | | | |
| ФХ005А | 65 | 0,05 | 1,5 | 0,03 | 0,03 | – |
| ФХ010А | 65 | 0,10 | 1,5 | 0,03 | 0,03 | 0,3 |
| ФХ025А | 65 | 0,25 | 2,0 | 0,03 | 0,03 | – |
| ФХ100 | 68 | 1,0 | 1,5 | 0,03 | 0,02 | – |
| ФХ200 | 68 | 2,0 | 1,5 | 0,03 | 0,02 | – |
| ФХ650А | 65 | 6,5 | 2,0 | 0,03 | 0,06 | – |

### Таблиця Г.2 – Феросиликохром за ДСТУ ISO 4552-2:2010

| Марка сплаву | Масова частка елементу, % | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | ***Si*** | ***Cr*** не менше | ***C*** | ***P*** | ***S*** |
| | | | не більше | | |
| ФСХ26 | 23 – 30 | 45 | 3,0 | 0,03 | 0,02 |
| ФСХ33 | 30 – 37 | 40 | 0,9 | 0,03 | 0,02 |
| ФСХ40 | 37 – 45 | 35 | 0,2 | 0,03 | 0,02 |

### Таблиця Г.3 – Феросиліцій за ДСТУ 4127:2002

| Марка сплаву | Масова частка елементу,% | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | ***Si*** | ***C*** | ***S*** | ***P*** | ***Al*** | ***Mn*** | ***Cr*** |
| | | не більше | | | | | |
| ФС90 | 87 – 95 | 0,2 | 0,02 | 0,04 | 3,5 | 0,5 | 0,2 |
| ФС75 | 74 – 80 | 0,2 | 0,02 | 0,05 | 3,0 | 0,5 | 0,5 |
| ФС70 | 68 – 74 | 0,2 | 0,02 | 0,05 | 2,5 | 0,5 | 0,5 |
| ФС65 | 63 – 68 | 0,2 | 0,02 | 0,05 | 2,5 | 0,5 | 0,5 |
| ФС45 | 41 – 47 | 0,2 | 0,02 | 0,05 | 2,0 | 1,0 | 0,5 |

**Таблиця Г.4 – Феромарганець за ДСТУ 3547–97**

| Група | Марка сплаву | Масова частка елементу, % | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | ***Mn*** | ***C*** | ***Si*** | ***P*** | | ***S*** |
| | | | | | *А* | *Б* | |
| | | | не більше | | | | |
| Н. вугл. | ФМн90 | 85 – 95 | 0,5 | 1,8 | 0,05 | 0,30 | 0,03 |
| Сер. вугл. | ФМн88 | 85 – 95 | 2,0 | 3,0 | 0,10 | 0,40 | 0,03 |
| Високо вугл. | ФМн78 | 75 – 82 | 7,0 | 6,0 | 0,05 | 0,70 | 0,03 |
| | ФМн70 | 65 – 75 | 7,0 | 6,0 | 0,30 | 0,70 | 0,03 |

**Таблиця Г.5 – Феротитан за ДСТУ ГОСТ 14250.1:2009 ***

| Марка | Масова частка елементу, % | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | ***Ti*** | ***Al*** | ***Si*** | ***C*** | ***P*** | ***S*** |
| | | не більше | | | | |
| ФТи35С5 | 28 – 40 | 8 | 5 | 0,2 | 0,04 | 0,04 |
| ФТи35С7 | 28 – 40 | 9 | 7 | 0,2 | 0,07 | 0,05 |
| ФТи35С8 | 28 – 40 | 14 | 8 | 0,2 | 0,07 | 0,07 |
| ФТи30 | 28 – 37 | 8 | 4 | 0,12 | 0,04 | 0,03 |

*****У таблиці не наведені вказані в стандарті наступні елементи: *Cu, V, Mo, Zr, Sn*.

**Таблиця Г.6 – Ферованадій за ДСТУ ISO 4552-2:2010**

| Марка | Ванадій, %, не менше | Масова частка елементу, % | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | ***C*** | ***Si*** | ***P*** | ***S*** | ***Al*** | ***As*** |
| | | не більше | | | | | |
| Вд 1 | 35 | 0,75 | 2,0 | 0,10 | 0,10 | 1,00 | 0,05 |
| Вд 2 | 35 | 0,75 | 3,0 | 0,20 | 0,10 | 1,50 | 0,05 |
| Вд 3 | 35 | 1,00 | 3,5 | 0,25 | 0,15 | 2,00 | 0,05 |

ДОДАТОК Д

**Хімічний склад сталі**

| Варіант | Марка сталі | Масова частка елементів, % | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | ***C*** | ***Si*** | ***Mn*** | ***P*** | ***S*** | ***Cr*** | ***Ni*** | ***Cu*** | ***As*** | ***$N_2$*** |
| | | | | | не більше | | | | | | |
| Сталь вуглецева | | | | | | | | | | | |
| 1 | Ст 0 | н.б. 0,23 | - | - | 0,07 | 0,06 | - | - | - | - | - |
| 2 | Ст 1пс | 0,06-0,12 | 0,05-0,17 | 0,25-0,50 | 0,04 | 0,05 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 3 | Ст 1сп | 0,06-0,12 | 0,12-0,30 | 0,25-0,50 | 0,04 | 0,05 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 4 | Ст 2пс | 0,09-0,15 | 0,05-0,17 | 0,25-0,50 | 0,04 | 0,05 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 5 | Ст 2сп | 0,09-0,15 | 0,12-0,30 | 0,25-0,50 | 0,04 | 0,05 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 6 | Ст 3пс | 0,14-0,22 | 0,05-0,17 | 0,40-0,65 | 0,04 | 0,05 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 7 | Ст 3сп | 0,14-0,22 | 0,12-0,30 | 0,40-0,65 | 0,04 | 0,05 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 8 | Ст 3Гпс | 0,14-0,22 | н.б. 0,15 | 0,80-1,10 | 0,04 | 0,05 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 9 | Ст 4пс | 0,18-0,27 | 0,05-0,17 | 0,40-0,70 | 0,04 | 0,05 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 10 | Ст 4сп | 0,18-0,27 | 0,12-0,30 | 0,40-0,70 | 0,04 | 0,05 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 11 | Ст 5пс | 0,28-0,37 | 0,05-0,17 | 0,50-0,80 | 0,04 | 0,05 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 12 | Ст 5сп | 0,28-0,37 | 0,15-0,35 | 0,50-0,80 | 0,04 | 0,05 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 13 | Ст 5Гпс | 0,22-0,30 | н.б. 0,15 | 0,80-1,20 | 0,04 | 0,05 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 14 | Ст 6пс | 0,38-0,49 | 0,05-0,17 | 0,50-0,80 | 0,04 | 0,05 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 15 | Ст 6сп | 0,38-0,49 | 0,15-0,35 | 0,50-0,80 | 0,04 | 0,05 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,008 |
| Сталь вуглецева якісна | | | | | | | | | | | |
| 16 | 08 пс | 0,05-0,11 | 0,05-0,17 | 0,35-0,65 | 0,035 | 0,040 | 0,10 | 0,25 | 0,25 | 0,08 | |
| 17 | 10 пс | 0,07-0,14 | 0,05-0,17 | 0,35-0,65 | 0,035 | 0,040 | 0,15 | 0,25 | 0,25 | 0,08 | |

Продовження додатку Д

| Варіант | Марка сталі | Масова частка елементів, % | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | ***C*** | ***Si*** | ***Mn*** | ***P*** | ***S*** | ***Cr*** | ***Ni*** | ***Cu*** | ***As*** | ***$N_2$*** |
| | | | | | не більше | | | | | | |
| 18 | 15 пс | 0,12-0,19 | 0,05-0,17 | 0,35-0,65 | 0,035 | 0,040 | 0,25 | 0,25 | 0,25 | 0,08 | |
| 19 | 20 пс | 0,17-0,24 | 0,05-0,17 | 0,35-0,65 | 0,035 | 0,040 | 0,25 | 0,25 | 0,25 | 0,08 | |
| 20 | 08 | 0,05-0,12 | 0,05-0,17 | 0,35-0,65 | 0,035 | 0,040 | 0,10 | 0,25 | 0,25 | 0,08 | |
| 21 | 10 | 0,07-0,14 | 0,17-0,37 | 0,35-0,65 | 0,035 | 0,040 | 0,15 | 0,25 | 0,25 | 0,08 | |
| 22 | 15 | 0,12-0,19 | 0,17-0,37 | 0,35-0,65 | 0,035 | 0,040 | 0,25 | 0,25 | 0,25 | 0,08 | |
| 23 | 20 | 0,17-0,24 | 0,17-0,37 | 0,35-0,65 | 0,035 | 0,040 | 0,25 | 0,25 | 0,25 | 0,08 | |
| 24 | 25 | 0,22-0,30 | 0,17-0,37 | 0,50-0,80 | 0,035 | 0,040 | 0,25 | 0,25 | 0,25 | 0,08 | |
| 25 | 30 | 0,27-0,35 | 0,17-0,37 | 0,50-0,80 | 0,035 | 0,040 | 0,25 | 0,25 | 0,25 | 0,08 | |
| 26 | 35 | 0,32-0,40 | 0,17-0,37 | 0,50-0,80 | 0,035 | 0,040 | 0,25 | 0,25 | 0,25 | 0,08 | |
| 27 | 40 | 0,37-0,45 | 0,17-0,37 | 0,50-0,80 | 0,035 | 0,040 | 0,25 | 0,25 | 0,25 | 0,08 | |
| 28 | 45 | 0,42-0,50 | 0,17-0,37 | 0,50-0,80 | 0,035 | 0,040 | 0,25 | 0,25 | 0,25 | 0,08 | |
| 29 | 50 | 0,47-0,55 | 0,17-0,37 | 0,50-0,80 | 0,035 | 0,040 | 0,25 | 0,25 | 0,25 | 0,08 | |
| 30 | 55 | 0,52-0,60 | 0,17-0,37 | 0,50-0,80 | 0,035 | 0,040 | 0,25 | 0,25 | 0,25 | 0,08 | |
| 31 | 60 | 0,57-0,65 | 0,17-0,37 | 0,50-0,80 | 0,035 | 0,040 | 0,25 | 0,25 | 0,25 | 0,08 | |
| Сталь низьколегована | | | | | | | | | | | |
| 32 | 09Г2 | н.б. 0,12 | 0,17-0,37 | 1,40-1,80 | 0,035 | 0,040 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 33 | 09Г2Д | н.б. 0,12 | 0,17-0,37 | 1,40-1,80 | 0,035 | 0,040 | 0,30 | 0,30 | 0,15-0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 34 | 14Г2 | 0,12-0,18 | 0,17-0,37 | 1,20-1,60 | 0,035 | 0,040 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 35 | 12ГС | 0,09-0,15 | 0,50-0,80 | 0,80-1,20 | 0,035 | 0,040 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 36 | 16ГС | 0,12-0,18 | 0,40-0,70 | 0,90-1,20 | 0,035 | 0,040 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 37 | 17ГС | 0,14-0,20 | 0,40-0,60 | 1,00-1,40 | 0,035 | 0,040 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 38 | 17Г1С | 0.15-0,20 | 0,40-0,60 | 1,15-1,60 | 0,035 | 0,040 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,008 |

Продовження додатку Д

| Варі-ант | Марка сталі | Масова частка елементів, % | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | ***C*** | ***Si*** | ***Mn*** | ***P*** | ***S*** | ***Cr*** | ***Ni*** | ***Cu*** | ***As*** | ***$N_2$*** |
| | | | | | не більше | | | | | | |
| 39 | 09Г2С | н.б. 0,12 | 0,50-0,80 | 1,30-1,70 | 0,035 | 0,040 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 40 | 09Г2СД | н.б. 0,12 | 0,50-0.80 | 1,30-1,70 | 0,035 | 0,040 | 0,30 | 0,30 | 0,15-0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 41 | 10Г2С1 | н.б. 0,12 | 0,80-1,10 | 1,30-1,65 | 0,035 | 0,040 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 42 | 10Г2С1Д | н.б. 0,12 | 0,80-1,10 | 1,30-1,65 | 0,035 | 0,040 | 0,30 | 0,30 | 0,15-0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 43 | 15ГФ | 0,12-0,18 | 0,17-0,37 | 0,90-1,20 | 0,035 | 0,040 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 44 | 15ГФД | 0,12-0,18 | 0,17-0,37 | 0,90-1,20 | 0,035 | 0,040 | 0,30 | 0,30 | 0,15-0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 45 | 15Г2СФ | 0,12-0,18 | 0,40-0,70 | 1,30-1,70 | 0,035 | 0,040 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 46 | 15Г2СФД | 0,12-0,18 | 0,40-0,70 | 1,30-1,70 | 0,035 | 0,040 | 0,30 | 0,30 | 0,15-0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 47 | 14Г2АФ | 0,12-0,18 | 0,30-0,60 | 1,20-1,60 | 0,035 | 0,040 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,015-0,025 |
| 48 | 14Г2АФД | 0,12-0,18 | 0,30-0,60 | 1,20-1,60 | 0,035 | 0,040 | 0,30 | 0,30 | 0,15-0,30 | 0,08 | 0,015-0,025 |
| 49 | 17Г2АФ | 0,14-0,20 | 0,30-0,60 | 1,30-1,70 | 0,035 | 0,040 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,015-0,025 |
| 50 | 16Г2АФД | 0,14-0,20 | 0,30-0,60 | 1,30-1,70 | 0,035 | 0,040 | 0,30 | 0,30 | 0,15-0,30 | 0,08 | 0,015-0,025 |
| 51 | 10Г2Б | н.б. 0,12 | 0,17-0,37 | 1,20-1,60 | 0,035 | 0,040 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 52 | 12Г2Б | 0,10-0,16 | 0,17-0,37 | 1,30-1,65 | 0,035 | 0,040 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 53 | 10Г2БД | н.б. 0,12 | 0,17-0,37 | 1,20-1,60 | 0,035 | 0,040 | 0,30 | 0,30 | 0,15-0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 54 | 14ХГС | 0,11-0,16 | 0,40-0,70 | 0,90-1,30 | 0,035 | 0,040 | 0,50-0,80 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,008 |
| 55 | 10ХСНД | 0,08-0,12 | 0,80-1,10 | 0,50-0,80 | 0,035 | 0,040 | 0,60-0,90 | 0,50-0,80 | 0,40-0,60 | 0,08 | 0,008 |
| 56 | 15ХСНД | 0,12-0,18 | 0,40-0,70 | 0,40-0,70 | 0,035 | 0,040 | 0,60-0,90 | 0,30-0,60 | 0,20-0,40 | 0,08 | 0,008 |
| 57 | 10ХНДП | 0,07-0,12 | 0,17-0,37 | 0,30-0,60 | 0,07-0,12 | 0,035 | 0,50-0,80 | 0,30-0,60 | 0,30-0,50 | 0,08 | 0,008 |
| 58 | 15Г2АФДпс | 0,12-0,18 | н.б. 0,17 | 1,20-1,60 | 0,035 | 0,040 | 0,30 | 0,30 | 0,20-0,40 | 0,08 | 0,015-0,030 |

Продовження додатку Д

| Варі-ант | Марка сталі | Масова частка елементів, % | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | ***C*** | ***Si*** | ***Mn*** | ***P*** | ***S*** | ***Cr*** | ***Ni*** | ***Cu*** | ***As*** | ***$N_2$*** |
| | | | | | не більше | | | | | | |
| 59 | 18Г2АФпс | 0,14-0,22 | н.б. 0,17 | 1,30-1,70 | 0,035 | 0,040 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | 0,08 | 0,015-0,030 |
| 60 | 18Г2АФДпс | 0,14-0,22 | н.б. 0,17 | 1,30-1,70 | 0,035 | 0,040 | 0,30 | 0,30 | 0,15-0,30 | 0,08 | 0,015-0,030 |
| Сталь легована | | | | | | | | | | | |
| 61 | 15Х | 0,12-0,18 | 0,17-0,37 | 0,40-0,70 | 0,035 | 0,035 | 0,70-1,00 | 0,30 | 0,30 | | |
| 62 | 15ХА | 0,12-0,17 | 0,17-0,37 | 0,40-0,70 | 0,025 | 0,025 | 0,70-1,00 | 0,30 | 0,30 | | |
| 63 | 20Х | 0,17-0,23 | 0,17-0,37 | 0,50-0,80 | 0,035 | 0,035 | 0,70-1,00 | 0,30 | 0,30 | | |
| 64 | 30Х | 0,24-0,32 | 0,17-0,37 | 0,50-0,80 | 0,035 | 0,035 | 0,70-1,00 | 0,30 | 0,30 | | |
| 65 | 38ХА | 0,35-0,42 | 0,17-0,37 | 0,50-0,80 | 0,025 | 0,025 | 0,70-1,00 | 0,30 | 0,30 | | |
| 66 | 40Х | 0,36-0,44 | 0,17-0,37 | 0,50-0,80 | 0,035 | 0,035 | 0,70-1,00 | 0,30 | 0,30 | | |
| 67 | 45Х | 0,41-0,49 | 0,17-0,37 | 0,50-0,80 | 0,035 | 0,035 | 0,70-1,00 | 0,30 | 0,30 | | |
| 68 | 50Х | 0,46-0,54 | 0,17-0,37 | 0,50-0,80 | 0,035 | 0,035 | 0,70-1,00 | 0,30 | 0,30 | | |
| 69 | 15Г | 0,12-0,19 | 0,17-0,37 | 0,70-1,00 | 0,035 | 0,035 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | | |
| 70 | 20Г | 0,17-0,24 | 0,17-0,37 | 0,70-1,00 | 0,035 | 0,035 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | | |
| 71 | 25Г | 0,22-0,30 | 0,17-0,37 | 0,70-1,00 | 0,035 | 0,035 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | | |
| 72 | 30Г | 0,27-0,35 | 0,17-0,37 | 0,70-1,00 | 0,035 | 0,035 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | | |
| 73 | 35Г | 0,32-0,40 | 0,17-0,37 | 0,70-1,00 | 0,035 | 0,035 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | | |
| 74 | 40Г | 0,37-0,45 | 0,17-0,37 | 0,70-1,00 | 0,035 | 0,035 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | | |
| 75 | 45Г | 0,42-0,50 | 0,17-0,37 | 0,70-1,00 | 0,035 | 0,035 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | | |
| 76 | 50Г | 0,48-0,56 | 0,17-0,37 | 0,70-1,00 | 0,035 | 0,035 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | | |
| 77 | 20ХГСА | 0,17-0,23 | 0,90-1,20 | 0,80-1,10 | 0,025 | 0,025 | 0,80-1,10 | 0,30 | 0,30 | | |
| 78 | 25ХГСА | 0,22-0,28 | 0,90-1,20 | 0,80-1,10 | 0,025 | 0,025 | 0,80-1,10 | 0,30 | 0,30 | | |
| 79 | 30ХГС | 0,28-0,35 | 0,90-1,20 | 0,80-1,10 | 0,035 | 0,035 | 0,80-1,10 | 0,30 | 0,30 | | |

Продовження додатку Д

| Варі-ант | Марка сталі | Масова частка елементів, % | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | ***C*** | ***Si*** | ***Mn*** | ***P*** | ***S*** | ***Cr*** | ***Ni*** | ***Cu*** | ***As*** | ***$N_2$*** |
| | | | | | не більше | | | | | | |
| 80 | 30ХГСА | 0,28-0,34 | 0,90-1,20 | 0,80-1,10 | 0,025 | 0,025 | 0,80-1,10 | 0,30 | 0,30 | | |
| 81 | 35ХГСА | 0,32-0,39 | 1,10-1,40 | 0,80-1,10 | 0,025 | 0,025 | 1,10-1,40 | 0,30 | 0,30 | | |
| 82 | 35Х | 0,31-0,39 | 0,17-0,37 | 0,50-0,80 | 0,035 | 0,035 | 0,80-1,10 | 0,30 | 0,30 | | |
| 83 | 18ХГТ | 0,17-0,23 | 0,17-0,37 | 0,80-1,10 | 0,035 | 0,035 | 1,00-1,30 | 0,30 | 0,30 | | |
| 84 | 25ХГТ | 0,22-0,29 | 0,17-0,37 | 0,80-1,10 | 0,035 | 0,035 | 1,00-1,30 | 0,30 | 0,30 | | |
| 85 | 30ХГТ | 0,24-0,32 | 0,17-0,37 | 0,80-1,10 | 0,035 | 0,035 | 1,00-1,30 | 0,30 | 0,30 | | |
| 86 | 47ГТ | 0,44-0,52 | 0,10-0,22 | 0,90-1,20 | 0,035 | 0,035 | 0,30 | 0,30 | 0,30 | | |

ДОДАТОК Е

**Витяг із Закону України «Про освіту» від 05.09.2017 № 2145-VIII**

Стаття 42. Академічна доброчесність

1. Академічна доброчесність – це сукупність етичних принципів та визначених законом правил, якими мають керуватися учасники освітнього процесу під час навчання, викладання та провадження наукової (творчої) діяльності з метою забезпечення довіри до результатів навчання та/або наукових (творчих) досягнень.

2. Дотримання академічної доброчесності здобувачами освіти передбачає:

- самостійне виконання навчальних завдань, завдань поточного та підсумкового контролю результатів навчання (для осіб з особливими освітніми потребами ця вимога застосовується з урахуванням їхніх індивідуальних потреб і можливостей);
- посилання на джерела інформації у разі використання ідей, розробок, тверджень, відомостей;
- дотримання норм законодавства про авторське право і суміжні права;
- надання достовірної інформації про результати власної навчальної (наукової, творчої) діяльності, використані методики досліджень і джерела інформації.

3. Порушенням академічної доброчесності вважається:

- академічний плагіат – оприлюднення (частково або повністю) наукових (творчих) результатів, отриманих іншими особами, як результатів власного дослідження (творчості) та/або відтворення опублікованих текстів (оприлюднених творів мистецтва) інших авторів без зазначення авторства;
- самоплагіат – оприлюднення (частково або повністю) власних раніше опублікованих наукових результатів як нових наукових результатів;
- фабрикація – вигадування даних чи фактів, що використовуються в освітньому процесі або наукових дослідженнях;
- фальсифікація – свідома зміна чи модифікація вже наявних даних, що стосуються освітнього процесу чи наукових досліджень;
- списування – виконання письмових робіт із залученням зовнішніх джерел інформації, крім дозволених для використання, зокрема під час оцінювання результатів навчання;
- обман – надання завідомо неправдивої інформації щодо власної освітньої (наукової, творчої) діяльності чи організації освітнього процесу; формами обману є, зокрема, академічний плагіат, самоплагіат, фабрикація, фальсифікація та списування;
- хабарництво – надання (отримання) учасником освітнього процесу чи пропозиція щодо надання (отримання) коштів, майна, послуг, пільг чи будь-яких інших благ матеріального або нематеріального характеру з метою отримання неправомірної переваги в освітньому процесі;
- необ’єктивне оцінювання – свідоме завищення або заниження оцінки результатів навчання здобувачів освіти.

Навчально-методичне видання
(українською мовою)

Харченко Олександр Вікторович

# ТЕОРІЯ І ТЕХНОЛОГІЯ ВИРОБНИЦТВА СТАЛІ

Методичні рекомендації до курсової роботи
для здобувачів ступеня вищої освіти бакалавра
спеціальності 136 «Металургія» освітньо-професійних програм
«Металургія чорних металів», «Металургія кольорових металів»,
«Обробка металів тиском»

Рецензент *О. Г. Кириченко*
Відповідальний за випуск *Ю. О. Бєлоконь*
Коректор *О. С. Воденнікова*