

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

ІНЖЕНЕРНИЙ НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ІНСТИТУТ  
ім. Ю.М. ПОТЕБНІ

Кафедра металургії  
(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота (проект)

першої (бакалаврської)  
(рівень вищої освіти)

на тему Виробок технології виробництва  
хромомарганцевої конструкційної  
стали

Виконав: студент V курсу, групи МЕТ-17-203  
спеціальності 136 "Металургія"  
(код і назва спеціальності)

спеціалізації \_\_\_\_\_  
(код і назва спеціалізації)

освітньої програми металургія  
(назва освітньої програми)

Трушальський В.С.  
(ініціали та прізвище)

Керівник ст. вчитель Міхоченко Н.В.  
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Рецензент д.т.н. проф. Трушуків Р.В.  
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

ІНЖЕНЕРНИЙ НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ІНСТИТУТ  
і.м. Ю.М. ПОТЕБНІ

Кафедра Металургії  
Рівень вищої освіти перший (бакалаврський)  
Спеціальність 136 «Металургія»  
(код та назва)  
Спеціалізація \_\_\_\_\_  
(код та назва)  
Освітня програма Металургія

ЗАТВЕРДЖУЮ  
Завідувач кафедри [Підпис]  
«20» січня 2022 року

ЗАВДАННЯ  
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ (ПРОЄКТ) СТУДЕНТОВІ

Крушиськимському Владиславу Сергійовичу  
(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проєкту) Виробка технології  
виробництва хромомарганцевої  
конструкційної сталі  
керівник роботи ст. техн. м.коженко Н.В.  
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом ЗНУ від «17» січня 2022 року № 91-С

2 Строк подання студентом роботи 17 травня 2022 р.

3 Вихідні дані до роботи Науково-технічна література,  
періодичні видання за фахом, виробничі  
технологічні інструкції

4 Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити). Аналіз, ктуп, характеристика сталі  
марки 30ХГТ, матеріальний баланс процесу  
виплавки сталі в кисневому конвертері,  
тепловий баланс плавки, технологія виплав-  
ки сталі в кисневому конвертері з глибино-  
вальною продувкою, позатічна обробка і розливання  
сталі, виповки.

5 Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень):  
 Характеристика сталі; апаратурно-технологічна схема; масовий конвертер, матеріальний баланс. Хімічний склад елементів і розширення; тепловий баланс плавки; установка літ-ків; вплив термодинамічних параметрів на ступінь засвоєння титану; параметри розподілу та засвоєння титану при позалиній обробці; ЧВНЗ радіальною титану.

6 Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1. Характеристика сталі	ст. викл. Микошенко Н.В.		17.01.22 З.С.
2. Матеріальний баланс	ст. викл. Микошенко Н.В.		103.22 З.С.
3. Тепловий баланс плавки	ст. викл. Микошенко Н.В.		1.04.22 З.С.
4. Термодинамічна частинка	ст. викл. Микошенко Н.В.		1.04.22 З.С.

7 Дата видачі завдання 17 січня 2022 року

### КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Робота з отримання інформації	17.01-1.02.22	
2	Характеристика властивості сталі	8.03-15.03.22	
3	Вирахунок матеріального балансу	16.03-1.04.22	
4	Вирахунок теплового балансу	2.04-10.04.22	
5	Зробка технології плавки конвертери з коливаними дутями	11.04-25.04.22	
6	Оформлення пояснювальної записки	26.04-10.05.22	
7	Зробка графічної частини	11.05-17.05.22	

Студент З.С. (підпис) Грушевський В.С. (ініціали та прізвище)

Керівник роботи (проекту) Микошенко Н.В. (підпис) (ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено  
 Нормоконтролер Гриченко О.Г. (підпис) (ініціали та прізвище)

## РЕФЕРАТ

Розрахунково-пояснювальна записка: 77 с., 20 табл., 16 рис., 31 джерело посилання.

ВИРОБНИЦТВО СТАЛІ, ДЕГАЗАЦІЯ, ДУТТЯ, КИСНЕВИЙ КОНВЕРТЕР, КОНСТРУКЦІЙНА СТАЛЬ, КОМБІНОВАНА ПРОДУВКА, ЛЕГУВАННЯ, МАРГАНЕЦЬ, МАТЕРІАЛЬНИЙ БАЛАНС, МБЛЗ, ПОЗАПІЧНА ОБРОБКА, ТЕПЛОВИЙ БАЛАНС, ТИТАН, ФУРМА, ХРОМ

Тема кваліфікаційної роботи: Розробка технології виробництва хромомарганцевої конструкційної сталі.

Мета роботи – розробка технології виплавки напівпродукту в кисневому конвертері з комбінованим дуттям і позапічного доведення конструкційної сталі марки 30ХГТ.

У першому розділі надано характеристику сталі марки 30ХГТ, наведено її механічні властивості та галузь застосування.

У розділі «Матеріальний баланс процесу виплавки сталі марки 30ХГТ в кисневому конвертері» визначено вихід і склад продуктів плавки, кількість шлакоутворюючих і легуючих матеріалів при отриманні 1 т сталі марки 30ХГТ.

У розділі «Тепловий баланс плавки» наведено опис конструкції кисневого конвертеру комбінованого дуття та виконано розрахунок теплового балансу плавки.

У розділі «Технологічна частина» розроблено апаратурно-технологічну схему виробництва сталі марки 30ХГТ та описано технологію отримання сталі по схемі «конвертер – позапічна обробка – МБЛЗ».

## ЗМІСТ

ВСТУП.....	7
1 ХАРАКТЕРИСТИКА СТАЛІ МАРКИ 30ХГТ.....	10
1.1 Хімічні і механічні властивості сталі.....	10
1.2 Цементация сталі марки 30ХГТ.....	12
2 МАТЕРІАЛЬНИЙ БАЛАНС ПРОЦЕСУ ВИПЛАВКИ СТАЛІ МАРКИ 30ХГТ В КИСНЕВОМУ КОНВЕРТЕРІ.....	15
2.1 Шихтові матеріали конвертерної плавки.....	15
2.2 Розрахунок матеріального балансу киснево–конверторної плавки.....	18
3 ТЕПЛОВИЙ БАЛАНС ПЛАВКИ.....	28
3.1 Будова кисневого конвертера з комбінованою продувкою.....	29
3.1.1 Верхні фурми.....	33
3.1.2 Донні дуттєві пристрої.....	35
3.2 Тепловий баланс виплавки сталі в кисневому конвертері.....	37
3.3 Розрахунок теплового балансу плавки.....	37
4 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА.....	41
4.1. Технологія виплавки конструкційної сталі в кисневому конвертері з комбінованою продувкою.....	42
4.1.1 Шихтовка плавки й завантаження конвертера.....	42
4.1.2 Шлаковий режим.....	43
4.1.3 Режим ведення плавки.....	44
4.1.3.1 Продувка металу зверху.....	44
4.1.3.2 Продувка металу нейтральним газом через днище.....	49
4.1.4 Випуск плавки.....	52
4.2 Технологія позапічної обробки сталі марки 30ХГТ.....	54

4.2.1 Параметри продувки сталі аргоном.....	57
4.2.2 Розрахунок модифікування неметалевих включень.....	61
4.2.3 Мікролегування сталі титаном.....	62
4.4 Розливання сталі .....	67
4.4.1 Теплоізоляція поверхні розплаву теплоізолюючою сумішшю.....	67
4.4.2 Технологія розливання сталі на МБЛЗ .....	68
ВИСНОВКИ.....	72
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛИ ПОСИЛАНЬ.....	75

## ВСТУП

Металургійний комплекс – це найбільш значущий сектор української економіки, оскільки забезпечує більше 25 % промислового виробництва, 34 % загального експорту товарів [1].

Чорна металургія України є одним з європейських і світових лідерів у виробництві та експорті сталі. За підсумками 2021 р. в Україні вироблено 19,08 млн т металопрокату, що на 3,5% більше ніж у 2020 р. Основним способом виплавки сталі в Україні залишається киснево-конвертерний спосіб (71,2% від виробництва сталі), на II місті – традиційний мартенівський (23,1%) і на III - електродуговий (5,8%). Більше половини виплавленої сталі розливається безперервним способом на МБЛЗ [2].

Зараз в світі експлуатується біля 280 конвертерних цехів, що мають в своєму складі близько 700 конвертерів, які виробляють 69 % всього світового об'єму сталі. Тільки 20 цехів в світі мають в своєму складі конвертери ємністю 290-300 т і більше, в тому числі і Росія, Японія і Україна [1].

Основними виробниками сталі в конвертерах в світі є (млн т): Китай (893,3), Японія (74,98), Росія (45,9), США (26,6), Бразилія (27,08), Індія (48,68), країни ЄС (92,19), Україна (14,84). Частка конвертерної сталі в загальному обсязі кожної з цих країн досить значна – в Бразилії 76 %; Китаї – 89,6 %; Японії – 75,5 % тощо [2]. Сучасні конвертерні цехи оснащені як правило двома крупними конвертерами ємністю 150-380 т кожен, що дозволяє гармонізувати основні вантажопотоки при високій питомій потужності агрегатів. Найбільше поширення в світі отримала комбінована продувка киснем зверху і нейтральними газами через днище.

Конвертерне виробництво України включає сім цехів з 21 конвертером ємністю 2х350 т, 2х300 т, 2х250 т, 12х(150-170 т) і 3х65 т. Станом на 15 січня 2021 р., з основних діючих виробничих потужностей в експлуатації перебувають 8 з 9 мартенівських печей, 11 з 16 конвертерів, 5 з 15 електропечей

і 15 з 15 машин безперервного лиття заготовки. За даними ОП «Укрметалургпром», за 2021 рік в Україні було вироблено 21,10 млн т чавуну (на 3,3% більше, ніж за 2020 рік) та 21,3 млн т сталі (на 3,3 % більше). Станом на січень 2022 р. Україна займає 14 місце в рейтингу 64 країн – основних світових виробників сталі [3].

Необхідність подолання конкуренції на світовому ринку металу ставить перед власниками й керівниками підприємств завдання швидкої модернізації сталеплавильного виробництва для досягнення традиційних цілей: підвищення якості продукції, зниження витрат виробництва, збільшення продуктивності, поліпшення охорони навколишнього середовища.

Базова технологія киснево-конвертерного способу виробництва сталі. Вона включає три основні складові: виплавка сталі в конвертері із попередньо підготованих шихтових матеріалів, основним з яких є рідкий чавун; ковшова обробка рідкого металу газоподібними, твердими матеріалами і вакуумом; безперервне розливання на МБЛЗ. Невід'ємними складовими елементами сучасної технології є:

- сполучення верхньої кисневої продувки з донною продувкою інертними газами з метою поліпшення ходу й результатів продувки, обробки плавки перед випуском;
- відсікання шлаків, найчастіше – газодинамічне для зменшення влучення шлаків з конвертера в ківш під час випуску;
- автоматизація процесу з використанням допоміжної фурми-зонда, а також аналізу газів, що відходять, для точного визначення моменту повалки конвертера й випуску плавки без додувки й, у ряді випадків, без очікування аналізу («прямий випуск»);
- система запобігання викидів для збільшення виходу придатного, удосконалення керування технологічними процесами й забезпечення безпеки персоналу.

В цілому, киснево-конвертерний спосіб дозволяє отримувати якісну сталь широкого сортаменту, з високим коефіцієнтом використання палива ( $\approx 70\%$ , що



є вищим ніж в інших способах виплавки сталі) в високопотужних агрегатах. Цей спосіб є і залишиться основним для українських металургійних підприємств.

Отже, тема кваліфікаційної роботи є актуальною, бо виробництво конструкційної сталі конвертерним способом має великі переваги і в технології, і з точки зору економіки. Тому метою роботи є розробка технології виплавки і позапічної обробки конструкційної хромомарганцевої сталі марки 30ХГТ в кисневому конвертері з комбінованим дуттям.

# 1 ХАРАКТЕРИСТИКА СТАЛІ МАРКИ 30ХГТ

## 1.1 Хімічні і механічні властивості сталі

Залежно від вимог до прокалюваності і необхідного рівня механічних властивостей у машинобудуванні використовують великий асортимент легованих сталей. Для найбільш відповідальних важко навантажених деталей машин застосовують леговані сталі, які підлягають загартуванню з високим відпуском при 550-680°C (покращенню). Така термічна обробка при раціонально обраному складі сталі забезпечує найбільш високу конструктивну міцність деталей і виробів – достатню міцність у сполученні з високою пластичністю, в'язкістю і низькою схильністю до крихких руйнувань.

В покращуваних сталях легуючі елементи повинні перш за все забезпечувати необхідну прокалюваність і механічні властивості після відпуску. Основними легуючими елементами в покращуваних сталях є хром, марганець, нікель, молібден, бор, ванадій тощо. Вміст вуглецю знаходиться в межах 0,25-0,50%.

Властивості покращуваної сталі залежать від прокалюваності, тобто від структури по перетину виробу після закалювання. Найкраща прокалюваність сталі досягається при комплексному легуванні сталі.

На основі багаточисленних випробувань можна стверджувати, що найбільш високі механічні властивості досягаються при високому відпуску вихідної структури мартенситу.

Хромомарганцеві сталі (25ХГТ, 30ХГТ, 40ХГТ, 35ХГФ тощо) мають підвищену стійкість переохолодженого аустеніту і відповідно прокалюваність (до 40 мм). Невеликі добавки титану (0,03-0,09%) вводять в ці сталі з метою отримання дрібнозернистої структури [4].

Хімічний склад і властивості сталі 30ХГТ наведено в табл. 1.1-1.7 [5].

Таблиця 1.1 – Хімічний склад матеріалу, % (ДСТУ 7806-2015)

C	Si	Mn	Ni	S, P	Ti	Cr	Cu
0,24- 0,32	0,17- 0,37	0,80-1,1	до 0,30	<0,035	0,03- 0,09	1,0-1,30	<0,30

**Клас:** Сталь конструкційна легована, хромомарганцева.

**Технологічні властивості сталі марки 30ХГТ:**

*Температура кування, °С:* початку 1220, кінця 800. Перетин до 200 мм охолоджуються в зольниках, перетин більш 200 мм - в печах.

*Твердість матеріалу (після відпалу):* НВ  $10^{-1} = 229$  МПа.

*Зварюваність матеріалу:* обмежено зварювана.

*Флокеночуттєвість:* нечуттєва.

*Схильність до відпускнуї крихкості:* схильна.

Таблиця 1.2 – Температура критичних точок сталі марки 30ХГТ

$A_{c1} = 770$	$A_{c3} (A_{cm}) = 825$	$A_{r1} = 665$	$A_{r3} (A_{rcm}) = 740$
----------------	-------------------------	----------------	--------------------------

Таблиця 1.3 – Механічні властивості при 20 °С сталі марки 30ХГТ після термообробки

Сортамент	$\sigma_B$ , МПа	$\sigma_T$ , МПа	$\delta$ , %	$\psi$ , %	КСУ, кДж/м <sup>2</sup>
Пруток (нормалізація 880-950 °С, гартування 830 °С, масло, відпуск 200 °С, вода\масло)	1470	1275	9	40	590
Поковки (до 100 мм) гартування - відпуск	835	685	13	42	590
Поковки (до 100 мм) цементация 920-950 °С, з 840-860 °С, масло, в 180-200 °С, повітря)	880	730	12	35	590

Таблиця 1.4 – Прокалюваність сталі марки 30ХГТ (HRC<sub>3</sub>) при загартуванні 880 °С [6]

Відстань від торця, мм									
1,5	3	4,5	6	9	12	15	18	21	24
43-53	42-52	40,5-51,5	38,5-55,5	34,5-48	30,5-44,5	28-41,5	25-39	23-37,5	35,5

**Замінник:** 18ХГТ, 20ХН2М, 525ХГТ, 20Х2Н4А.

**Використання в промисловості:** покращувані деталі та деталі, що піддаються цементації, до яких пред'являються вимоги високої міцності, в'язкої серцевини, високої поверхневої твердості; які працюють при високих швидкостях та підвищених питомих тисках за високих ударних навантажень.

## 1.2 Цементация сталі марки 30ХГТ

Цементация сталі проводиться шляхом поверхневого насичення виробу вуглецем до евтектоїдної або заевтектоїдної концентрації. При цементації найбільш суттєво підвищується поверхнева твердість, зносостійкість і втомлювана міцність виробів. Глибина цементованої зони може бути від 0,3 до 2,5 мм залежно від розміру і призначення виробів. Кінцеві властивості виробу досягаються в процесі термічної обробки [6].

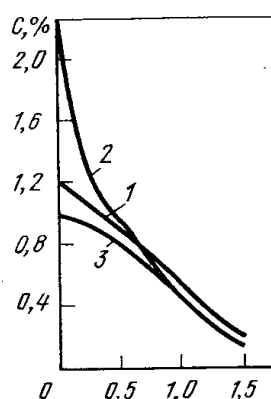
Цементация проводиться у твердому, рідкому або газоподібному середовищі. Це тривалий процес, тому застосовують різні методи його інтенсифікації: іонну цементацию, цементацию в активізованих газових середовищах, в електропровідному киплячому шарі тощо.

Цементацию застосовують для низьколегованих сталей із вмістом вуглецю не більше 0,30%, що забезпечує отримання в'язкої серцевини.

Цементацию проводять за температур вище точки  $A_3$  в аустенітній області в температурному інтервалі цементации 920-980°C. Позитивний вплив в цьому випадку має легування титаном, оскільки цей елемент зменшує зростання аустенітного зерна металу при нагріванні і зменшує короблення [4].

Термічна обробка виробів після цементації полягає в гартуванні і низькому відпуску, причому гартування може здійснюватися безпосередньо від температури цементації (одинарна термічна обробка) або після охолодження від температури цементації (в цьому випадку застосовують нормалізацію) і повторного нагріву до температури, що декілька перевищує точку  $A_3$  з наступним гартуванням і відпуском (подвійна термічна обробка). Гартування після цементації рекомендується робити після охолодження до  $840-860\text{ }^\circ\text{C}$  з метою зменшення короблення виробів.

Легуючі елементи впливають на швидкість процесу цементації, глибину цементованого шару і концентрацію вуглецю в поверхневій зоні. Як правило, легуючі елементи знижують коефіцієнт дифузії вуглецю в аустеніті в такій послідовності: марганець, молібден, ванадій, вольфрам, хром. Карбідоутворюючі елементи підвищують максимальну концентрацію вуглецю в поверхневому шарі у порівнянні з нелегованою сталлю, що пов'язано з інтенсивним карбідоутворенням в цьому шарі (рис. 1.1). З підвищенням температури вміст вуглецю в цементованому шарі легованих сталей зменшується.



1 - нелегована сталь; 2 - сталь, легована карбідоутворюючими елементами;  
3 - сталь, легована некарбідоутворюючими елементами

Рисунок 1.1 - Розподіл вуглецю по глибині цементованого шару

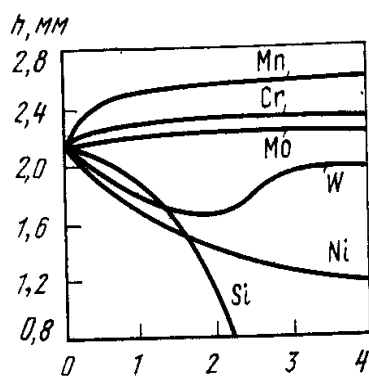


Рисунок 1.2 - Вплив легуючих елементів на глибину цементованого шару після цементації

На рис. 1.2 наведено залежність глибини цементованого шару від вмісту легуючих елементів при температурі цементації 925 °С.

В легованих сталях крім мартенситу і карбідів після цементації утворюється також залишковий аустеніт. В невеликій кількості залишковий аустеніт може бути навіть корисним, оскільки при цьому підвищується пластичність і ударна витривалість. Але при його великому вмісті суттєво знижується твердість сталі.

Оптимальний вміст вуглецю при цементації в поверхневому шарі становить 0,8-0,9%. Збільшення вмісту вуглецю понад цих значень призводить до виділення карбідів по границях зерен, що може викликати утворення тріщин и зниження механічних властивостей сталі [4].

## 2 МАТЕРІАЛЬНИЙ БАЛАНС ПРОЦЕСУ ВИПЛАВКИ СТАЛІ МАРКИ 30ХГТ В КИСНЕВОМУ КОНВЕРТЕРІ

### 2.1 Шихтові матеріали конвертерної плавки

Якість шихтових матеріалів для виплавки сталі в конвертері повинна відповідати діючим стандартам і технічним умовам [7-8].

*Рідкий чавун*, що використовується в конверторному виробництві, згідно ГОСТ 805-80 поділяють на 2 марки: П1 і П2, що різняться вмістом кремнію: 0,5-0,9 % і <0,5 % відповідно. Кожна марка поділяється на три групи (I, II, III) за вмістом марганцю (<0,5; 0,5-1; 1-1,5 % відповідно в кожній групі). Кожна марка ділиться на три класи (А, Б, В) за вмістом фосфору (не більше 0,1; 0,2; 0,3 % відповідно в кожному класі). Також кожна марка чавуну ділиться на п'ять категорій (I, II, III, IV, V) за вмістом сірки (не більше 0,01; 0,02; 0,03; 0,04; 0,05 % відповідно в кожній категорії).

У кисневих конвертерах переробляють чавуни, склад яких змінюється в широких межах. Однак для одержання високих техніко-економічних показників процесу склад чавуну доцільно обмежувати в оптимальних межах: Si – 0,6-0,9 %; Mn – 0,5-0,8 %; P – не більше 0,07 %; S – не більше 0,06 %; C – 3,8-4,5 %.

Рідкий чавун подається з доменного цеху в пересувних міксерних ківшах з мінімальною кількістю доменного шлаку. Товщина шлакового покриття повинна бути не більше 50 мм.

Ківш для заливання чавуну в конвертер зважується. Чавун наливається в заливальний ківш за замовленням майстра виробництва в строго зазначеній кількості, виходячи із заданої шихтовки плавки. З метою наступної (можливої) десульфуратії чавуну необхідна наявність вільного борта не менш 500-700 мм. Після наливу чавуну в ківш із заливального ківшу відбирається проба чавуну для визначення вмісту кремнію і сірки.

Після прибуття заливального ківшу в завантажувальний проліт на стенді відділення десульфурації чавуну скачується шлак в кількості не менш 80%. Після скачування шлаку ківш повертається у вертикальне положення і виконується вимір температури чавуну й відбір проби на вміст Mn, Si, S, P.

При необхідності проводиться десульфурація чавуну. Після десульфурації чавуну виконується повторне скачування шлаку. Заливання чавуну без скачування шлаку забороняються.

Температура чавуну перед заливанням у конвертер повинна бути не нижче 1320 °С.

Результати хімічного аналізу проб, автоматичного зважування й виміру температури чавуну передаються машиністові дистриб'ютора, контролерові ВТК, миксеровому та в АСУ ТП конвертерної плавки, заносяться в паспорт плавки [7-8].

Кількість *сталевого брухту*, необхідна на одну плавку, становить близько 67-70 %. Складування брухту в скрапному відділенні виконується окремо по видах: сталевий брухт оборотний низкосірчастий (обріз прокату з низкосірчастих марок сталей); сталевий брухт оборотний звичайної якості (обріз слябів, листів, блюмів тощо); пакети, брикети; чушковий чавун, чавунний брухт; стружка пакетована; легований брухт і відходи.

При навантаженні совків необхідно витримувати наступні співвідношення між видами брухту: легковагий – 40-60 %, пакети – 30 %, великоваговий – 10-30 % від ваги брухту в совку.

Навантаження совка виконується в наступній послідовності: пакети вантажать на носок совка, легковагий брухт – на середину совка, великоваговий брухт – задня частина совка.

Габарити кускового металобрухту повинні становити: довжина – не більше 1000 мм, товщина – не більше 300 мм, ширина – не більше 500 мм. Розміри пакетів не повинен перевищувати 2000x1050x750 мм.

Використання в конвертері негабаритного металобрухту й непакетованої стружки (розсипом) не допускається. Не допускається також наявність у брухті



кольорових металів (Zn, Pb, Cu, Sb, Sn тощо), пально-мастильних матеріалів, сміття, снігу, льоду, закритих посудин й ємностей, вибухових речовин.

Завантаження виконується одним совком. Результати зважування совків з бруктом і сумарна його витрата на плавку передаються машиністові дистриб'ютора, контролерові ВТК й АСУ ТП конвертерної плавки й заносяться в паспорт плавки, у плавильний журнал й у спеціальний журнал скрапного відділення.

Використання легованого брухту при виплавці вуглецевих сталей забороняється. Стружку пакетовану використовують не більше 5 т на плавку. При дефіциті металевого брухту допускається часткова заміна його в металошихті твердим чавуном [8-9].

*Охолоджувальними матеріалами* можуть бути вапняк, обпалений доломіт, залізна руда, металобрухт.

Фракційний состав охолоджувачів (крім металобрухту) повинен становити 10-80 мм. Масова частка фракцій <10 мм і >80 мм не повинна перевищувати 10% кожної. Масова частка оксиду кремнію в залізорудних матеріалах - не більше 8 %.

Охолоджувачі повинні бути сухими. Вміст вологи в охолоджувачах повинен бути не більше 5 % [7-9].

*Шлакоутворюючі матеріали.*

У якості основного шлакоутворюючого матеріалу застосовується вапно фракції 10-40 мм. Кількість фракції <10 мм повинна бути не більше 8 %, >40 мм - не більше 10 %.

Вапно надходить у конвертерний цех свіжообпалене не пізніше 8 годин після випалу. Тривалість зберігання вапна у видаткових бункерах конвертерного цеху – не більше 24 годин. Застосування вапна «пушонки» не допускається.

Для прискорення процесу шлакоутворення застосовується сухий плавиковий шпат у шматках розміром не більше 50 мм із масовою часткою фториду кальцію не менш 75 % і вологи не більше 5 % [10].

### *Газоподібні енергоносії.*

Чистота технічного кисню для продувки повинна бути не менш 99,7 %. Масова концентрація водяних парів при 20 °С і 101,3 кПа не більше 0,05 г/м<sup>3</sup>. Тиск кисню в магістралі – 1,8-2,0 МПа. Вміст азоту в кисні повинен бути не більше 0,1 %.

Чистота азоту для продувки металу повинна бути не менш 99,99 %. Об'ємна частка кисню не більше 0,001 %. Об'ємна частка водяної пари в газоподібному азоті не більше 0,0015 %. Тиск азоту в магістралі повинен бути 2,0 МПа.

Об'ємна частка аргону не менш 99,987 %, кисню не більше 0,002 %, азоту не більше 0,01 %, водяної пари не більше 0,001 %. Тиск аргону в магістралі повинен бути 2,0 МПа [10-11].

## **2.2 Розрахунок матеріального балансу киснево–конвертерної плавки**

Плавка ведеться в один прийом без випуску проміжного шлаку. Розрахунок ведеться на 100 кг металічної шихти. Хімічний склад шихтових матеріалів вказано в табл. 2.1-2.2, а сталі марки 30ХГТ – в табл. 2.3 [5,12].

Таблиця 2.1 – Склад шихти

Матеріал	Вміст елементів, %				
	<b>C</b>	<b>Si</b>	<b>Mn</b>	<b>P</b>	<b>S</b>
Чавун	4,45	0,72	0,52	0,06	0,05
Брухт	0,28	0,30	0,40	0,05	0,04

Таблиця 2.2 – Хімічний склад неметалічної частини шихти

Матеріал	Вміст оксидів, %								
	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaF <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O	CO <sub>2</sub>
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
Футеровка	5,0	8,0	3,0	2,0	70,0	12,0	-	-	-

Таблиця 2.3 – Хімічний склад готової сталі 30ХГТ

Вміст елементів, %							
C	Si	Mn	Ti	S	P	Cr	Cu, Ni
0,24-0,32	0,17-0,37	0,80-1,10	0,03-0,09	<0,035	<0,035	1,0-1,30	<0,30

Розрахунок проводимо за методикою [12].

Визначаємо кількість елементів, що вноситься металічною частиною за умови переробки 78 % чавуну і 22 % брухту (табл. 2.4).

Таблиця 2.4 – Кількість елементів, що вносяться чавуном і брухтом

Матеріал	Кількість елементів, кг				
	C	Si	Mn	P	S
Чавун	3,47	0,56	0,41	0,047	0,039
Брухт	0,06	0,07	0,09	0,011	0,009
Всього	3,53	0,63	0,5	0,058	0,048

Визначимо кількість і склад шлаку. Приймаємо:

- зношення футерівки складає 0,3 % маси металічної шихти;
- витрата CaF<sub>2</sub> складе 0,3 %;
- з металічної шихти в шлак перейде 100 % Si, 90 % P, 80 % Mn, 50 % S.

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

### Витрати вапна

Для забезпечення процесів десульфурзації і дефосфорації металу основність шлаку ( $CaO/SiO_2$ ) повинна бути від 2,5 до 3,5. Для розрахунку приймаємо основність шлаку – 3,2. Тоді флюсуюча здатність вапна складе:

$$0,86 - 3,2 \cdot 0,018 = 0,802 \text{ кг } CaO \text{ вапна}$$

Шихтою (без вапна) і футеровкою вноситься кремнезему у шлак, кг:

а) металічною частиною шихти  $0,63 \cdot 60 / 28 = 1,35$

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

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

Всього буде внесено кремнезему, кг:

$$1,35 + 0,015 + 0,015 = 1,38$$

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

$$1,38 \cdot 3,2 = 4,416$$

Визначаємо кількість оксиду кальцію, що вноситься шихтою, кг:

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

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

Необхідно вапна без урахування  $CaO$ , що вноситься шихтою, кг:

$$(4,416 - 0,024 - 0,006) / 0,8 = 5,483$$

Визначаємо кількість складових шлаку.

Вноситься кремнезему вапном, кг:  $5,483 \cdot 0,018 = 0,099$

Вноситься оксиду кальцію вапном, кг:  $5,483 \cdot 0,86 = 4,715$

Вноситься оксиду магнію, кг:

а) вапном  $5,483 \cdot 0,02 = 0,1094$

б) футеровкою  $0,3 \cdot 0,7 = 0,21$

Вноситься глиноземом, кг:

а) вапном  $5,483 \cdot 0,017 = 0,093$

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

$$\text{в) футеровкою} \quad 0,3 \cdot 0,03 = 0,009$$

$$\text{Вноситься оксидів хрому футеровкою, кг: } 0,3 \cdot 0,12 = 0,036$$

Вноситься оксидів марганцю металічною частиною шихти, кг:

$$0,5 \cdot 0,8 \cdot 71/55 = 0,5163$$

Вноситься оксидів фосфору металічною частиною шихти, кг:

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

$$\text{Вноситься оксидів заліза футеровкою, кг: } 0,3 \cdot 0,08 = 0,024$$

$$\text{Вноситься } CaF_2 \text{ плавиковим шпатом, кг: } 0,3 \cdot 0,795 = 0,2385$$

Склад шлаку визначено в табл. 2.5.

Таблиця 2.5 – Складові шлаку

Джерела шлаку	Кількість оксидів, кг										
	SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	S	MnO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaF <sub>2</sub>	Всього
Металічна шихта	1,35	-	-	-	-	0,024	0,5163	0,1175	-	-	2,009
Вапно	0,099	4,715	0,1094	0,093	-	-	-	-	-	-	5,016
Плавиковий шпат	0,015	0,024	-	0,003	-	-	-	-	-	0,2385	0,2805
Футеровка	0,015	0,006	0,21	0,009	0,036	-	-	-	0,024	-	0,300
<b>Всього</b>	<b>1,479</b>	<b>4,745</b>	<b>0,3194</b>	<b>0,105</b>	<b>0,036</b>	<b>0,024</b>	<b>0,5163</b>	<b>0,1175</b>	<b>0,024</b>	<b>0,2385</b>	<b>7,606</b>

Виходячи з практичних даних приймаємо, що у шлаку міститься 4 % Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> і 12 % FeO. Тоді маса шлаку без оксидів заліза складе:

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

$$\text{Маса шлаку разом з оксидами заліза складе, кг: } 7,606 / 0,84 = 9,056$$

- в тому числі сумарна кількість оксидів заліза, кг:

$$9,056 - 7,606 = 1,4497$$

$$\text{- з них } Fe_2O_3 \text{ буде: } 1,4497 \cdot 0,25 = 0,3624$$

де 0,25 – доля Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в сумі оксидів заліза

$$\text{- кількість } FeO \text{ буде: } 1,4497 - 0,3624 = 1,0873$$

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

Витрачається заліза на угар з утворенням  $Fe_2O_3$ , кг:

$$Fe_{Fe_2O_3} = (0,3624 - 0,024) \cdot 112/160 = 0,2369.$$

Витрачається заліза на угар з утворенням  $FeO$ , кг:

$$Fe_{FeO} = 1,0873 \cdot 56/72 = 0,8457.$$

Втрати заліза у вигляді корольків і викидів складає, кг:

$$3,0 - 0,2369 - 0,8457 = 1,9174$$

Вихід рідкої сталі, з урахуванням 0,28 кг вуглецю і за винятком угару елементів складе, кг:

$$100 - [(3,53 - 0,28) + 0,63 + 0,5 \cdot 0,8 + 0,058 \cdot 0,9 + 0,048 \cdot 0,5 + 3,0] = 92,6438$$

Склад металу (табл. 2.6).

Кількість домішок, що залишилися в металі, кг:

Вуглець – 0,28	Кремній – сліди	
Марганець – 0,1	Фосфор – 0,0058	Сірка – 0,024

Таблиця 2.6 – Склад металу

Вміст елементів, %				
<b>C</b>	<b>Si</b>	<b>Mn</b>	<b>P</b>	<b>S</b>
0,3	сліди	0,11	0,0062	0,03

Розрахуємо кількість  $CO_2$  і  $CO$ , що утворюється при окислюванні вуглецю металошихти. На основі практичних даних приймаємо, що 10% C, який вигорів окислюється до  $CO_2$  і 90% C – до  $CO$ , тоді:

- вигорить вуглецю	$3,53 - 0,28 = 3,25$ кг
- окислиться до $CO_2$	$3,25 \cdot 0,1 = 0,325$ кг

- окислиться до  $CO$   $3,25 \cdot 0,9 = 2,925 \text{ кг}$
- утвориться  $CO_2$   $0,325 \cdot 44/12 = 1,191 \text{ кг}$
- утвориться  $CO$   $2,925 \cdot 28/12 = 6,825 \text{ кг}$

### Кількість дугтя

Потрібно кисню на окислення заліза до утворення  $Fe_2O_3$  і  $FeO$ :

- для утворення  $Fe_2O_3$ :  $O_{2Fe_2O_3} = (0,3624 - 0,024) \cdot 48/160 = 0,1015 \text{ кг}$
- для утворення  $FeO$ :  $O_{2FeO} = 1,0873 \cdot 16/72 = 0,242 \text{ кг}$ .

Потрібно кисню на окислення домішок, кг

- вуглецю до  $CO_2$   $1,191 \cdot 32/44 = 0,866$
- вуглецю до  $CO$   $6,825 \cdot 16/28 = 3,90$
- марганцю до  $MnO$   $0,5163 \cdot 16/71 = 0,1163$
- кремнію до  $SiO_2$   $1,35 \cdot 32/60 = 0,76$
- фосфору до  $P_2O_5$   $0,1175 \cdot 80/142 = 0,066$

Всього потрібно кисню на окислення заліза і домішок, кг:

$$0,1015 + 0,242 + 0,866 + 3,90 + 0,1163 + 0,76 + 0,066 = 6,0518$$

Потрібно технічного кисню при 95% його засвоєнні, кг:

$$6,0518 / 0,95 = 6,3703$$

Потрібно дугтя при чистоті кисню 99,5%, кг:

$$V_d = 6,3703 / 0,995 = 6,4023$$

Визначимо склад і кількість газів, що відходять.

Отримано  $CO_2$ :

- від горіння вуглецю  $1,191 \text{ кг}$
- з вапна  $5,483 \cdot 0,066 = 0,362 \text{ кг}$
- з плавикового шпату  $0,3 \cdot 0,06 = 0,018 \text{ кг}$

Всього  $CO_2$ :  $1,191 + 0,362 + 0,018 = 1,571 \text{ кг}$  або

$$1,571 \cdot 22,4/44 = 0,7998 \text{ м}^3$$

Утворюється парів води з вологи шихти:

$$5,483 \cdot 0,019 + 0,3 \cdot 0,005 = 0,1057 \text{ кг або}$$

$$0,1057 \cdot 22,4/18 = 0,1315 \text{ м}^3$$

Утворюється азоту з дуття:

$$6,4023 \cdot 0,005 = 0,032 \text{ кг або}$$

$$0,032 \cdot 22,4/28 = 0,0256 \text{ м}^3$$

Кількість кисню дуття, що залишився:

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

$$6,4023 - 0,032 = 6,3703 \text{ кг}$$

Залишається незадіяного кисню:

$$O_{2 \text{ незад.}} = O_{2 \text{ дуття}} - O_{2 \text{ Fe і домішки}} = 6,3703 - 6,0518 = 0,3185 \text{ кг або}$$

$$0,3185 \cdot 22,4 / 32 = 0,223 \text{ м}^3$$

Представимо кількість і склад газу, що відходить в табл. 2.7.

Складаємо матеріальний баланс плавки (табл. 2.8) і визначаємо неточність розрахунків, що має знаходитись в межах до 1 %.

Таблиця 2.7 – Кількість і склад газу

Складові газу	Кількість, кг	Об'єм, м <sup>3</sup>	Вміст, %
CO <sub>2</sub>	1,571	0,7998	12,04
CO	6,825	5,46	82,23
H <sub>2</sub> O	0,1057	0,1315	1,98
N <sub>2</sub>	0,032	0,0256	0,39
O <sub>2</sub>	0,3185	0,223	3,358
Всього	8,8522	6,6399	100



Таблиця 2.8 – Матеріальний баланс плавки

Надійшло	кг	Отримано	кг
Чавуну і брухту	100	Металу	92,6438
Вапна	5,483	Шлаку	9,056
Плавикового шпату	0,3	Газів, що відходять	8,8522
Зруйнованої футеровки	0,3	Заліза корольків і викидів	1,9174
Дуття	6,4023		
<b>Всього</b>	<b>112, 4853</b>	<b>Всього</b>	<b>112,4694</b>

Нев'язка  $H = (112,4853 - 112,4694) / 112,4694 = 0,00014$  або 0,014%.

### 2.2.1 Розрахунок кількості розкислювачів

В табл. 2.9 наведено хімічний склад феросплавів для легування і розкислення, в табл. 2.10 – склад сталі перед розкисленням.

Таблиця 2.9 – Хімічний склад феросплавів

Марка феросплаву	Вміст елементів, %							
	C	Mn	Si	Cr	Al	P	S	Fe
Феросиліцій ФС-45 (ГОСТ 1415-93)	<0,2	<1,0	41-47	<0,5	<2,0	<0,05	<0,02	зал.
Феромарганець ФМн88 (ГОСТ 4755-91)	2,0	88	<3,0	-	-	<0,10	<0,02	зал.
Ферохром ФХ100Б (ГОСТ 4757-91)	<1,0	-	<2,0	65,0	<2,0	<0,05	<0,04	зал.
Порошковий дріт титану	-	-	-	-	-	Ti 92	-	
AB97	-	-	1,0	-	97	-	-	-

Середньозаданий вміст елементів в сталі 30ХГТ приймаємо  $[Mn]=0,95\%$ ,  $[Si]=0,27\%$ ,  $[Cr]=1,20\%$ ,  $[Ti]=0,05\%$ ,  $[Al]=0,03\%$ .

Таблиця 2.10 – Склад сталі перед розкисленням

Показник	Вміст елементів				
	<b>C</b>	<b>Si</b>	<b>Mn</b>	<b>P</b>	<b>S</b>
Маса, кг	0,28	-	0,11	0,0058	0,028
Склад, %	0,30	-	0,11	0,0062	0,03

Для отримання сталі заданого складу необхідно внести: 0,27% Si, 0,84% Mn, 1,2% Cr, 0,05% Ti, 0,03% Al.

Приймаємо за практичними даними наступне засвоєння сталлю феросплавів:

кремній - 90%, марганець – 95%, хром - 90%, титан – 73%, алюміній вторинний – 70%.

Визначаємо необхідну їх кількість, кг:

$$\text{феросиліцій} \quad 0,27 \cdot 92,6438 / (100 \cdot 0,45 \cdot 0,9) = 0,618$$

$$\text{феромарганцю} \quad 0,84 \cdot 92,6438 / (100 \cdot 0,95 \cdot 0,88) = 0,931$$

$$\text{ферохрому} \quad 1,2 \cdot 92,6438 / (100 \cdot 0,9 \cdot 0,65) = 1,90$$

$$\text{алюмінію} \quad 0,03 \cdot 92,6438 / (100 \cdot 0,7 \cdot 0,97) = 0,041$$

Маса сталі після розкислення складе без урахування порошкового дроту титану, кг:

$$0,618 \cdot 0,9 + 0,931 \cdot 0,95 + 0,041 \cdot 0,7 + 1,9 \cdot 0,9 + 92,6438 = 95,8232$$

Порошкового дроту необхідно ввести для отримання [Ti]=0,05% на 95,8232 кг металу, кг

$$[\text{Ti}] = 0,05 / 100 \cdot 95,8232 = 0,0479$$

Кількість дроту необхідно для мікролегування, кг

$$Q = 0,0479 / 0,92 = 0,052$$

При обробці необхідно при наповненні дроту 0,195 кг/м:

$$L_{\text{пр}} = 0,052 / 0,195 = 0,26 \text{ м}$$

Витрати його збільшуються при коефіцієнті засвоєння 73%

$$L_{\text{пр}} = 0,26 / 0,73 = 0,365 \text{ м}$$

Маса сталі після розкислення складе з урахуванням порошкового дроту,  
кг:  $0,052*0,73+95,8232= 95,8612$

Перейде до металу елементів, кг:

вуглецю  $0,931*0,95*0,002+1,9*0,9*0,01 = 0,019$

кремнію  $0,618*0,45*0,9+0,931*0,95*0,02 = 0,267$

марганцю  $0,618*0,9*0,01+0,931*0,95*0,88=0,784$

хрому  $1,90*0,65*0,9 = 1,112$

титану  $0,052*0,92*0,73 = 0,035$

алюмінію  $0,931*0,9*0,02+0,041*0,97*0,7 +1,9*0,9*0,02= 0,070$

сірки  $0,931*0,95*0,01+0,618*0,9*0,01 +1,9*0,9*0,03= 0,028$

фосфору  $0,931*0,95*0,05+0,618*0,9*0,05 +1,9*0,9*0,02= 0,011$

Кількість марганцю в сталі, кг:  $0,11 + 0,784= 0,894$

Кількість вуглецю в сталі, кг:  $0,28 + 0,019 = 0,299$

Склад готової сталі після розкислення наведено в табл. 2.11.

Таблиця 2.11 – Хімічний склад готової сталі після розкислення

Показники	Маса, кг	Склад, %
C	0,299	0,31
Si	0,267	0,28
Mn	0,894	0,93
P	0,011	0,011
S	0,025	0,026
Cr	1,112	1,16
Ti	0,035	0,037
Al	0,070	0,070
Fe*	93,1082	97,13
Сума	95,8612	100,0

\*Кількість заліза визначається з різниці

Сталь отриманого складу відповідає вимогам держстандарту для марки 30ХГТ.

### 3 ТЕПЛОВИЙ БАЛАНС ПЛАВКИ

Конкуренентоспроможність киснево-конвертерного процесу в останні роки значно зросла у зв'язку з розробкою і освоєнням нових його варіантів. Найперспективнішим з них є комбінована продувка металу киснем та іншими газами. В якості таких газів застосовується або кисень, що вводиться в середовищі вуглеводневого палива (рідкого і газоподібного), або нейтральні гази (аргон, азот, діоксид і оксид вуглецю). Комбінована продувка конструктивно складніша звичайних методів продувки, вимагає більшої культури виробництва, але в принципі дозволяє об'єднати і комплексно використовувати переваги продувки зверху і знизу.

З комбінованою продувкою працюють більше 200 конвертерів у світі, з них 60 – у Японії, 91 – у Західній Європі, 15 – у США, 19 – у Росії [13].

Найбільш простий перший тип комбінованої продувки – додаткова подача нейтрального (малоактивного) газу через пористі вставки або фурми у днище з витратою до 1,7 м<sup>3</sup>/т сталі. У конвертері встановлюється від двох до чотирьох донних фурм, а пористих вставок – від 4 (60-тонний конвертер) до 16 (400-тонний конвертер). Краще використовувати пористі вставки, оскільки при цьому спрощується експлуатація конвертера.

Сутність процесів з комбінованою продувкою зводиться до наступного. Основними реакціями в конвертерній ванні, що визначають хід і кінцеві показники процесу, є окислювання вуглецю й заліза. Співвідношення їхніх швидкостей визначає характер протікання плавки й в остаточному підсумку – її технологічні й техніко-економічні показники. Розвиток кожної із цих реакцій зв'язаний зі способом підведення кисню в металеву ванну. При донній продувці за рахунок більшої міжфазової поверхні контакту газоподібного кисню з металом і могутнішим перемішуванням інтенсивне зневуглецювання починається з перших хвилин плавки й відбувається більш рівномірно й повно, ніж при верхній.

Крім того, залежно від інтенсивності, змінюється співвідношення швидкостей окислювання вуглецю й заліза й окисленість шлаку, а, отже, і характер перебігу металургійних процесів.

Характерним для процесів з комбінованою продувкою є зменшення концентрації кисню в металі й заліза в шлаку по мірі збільшення інтенсивності подачі донного дуття.

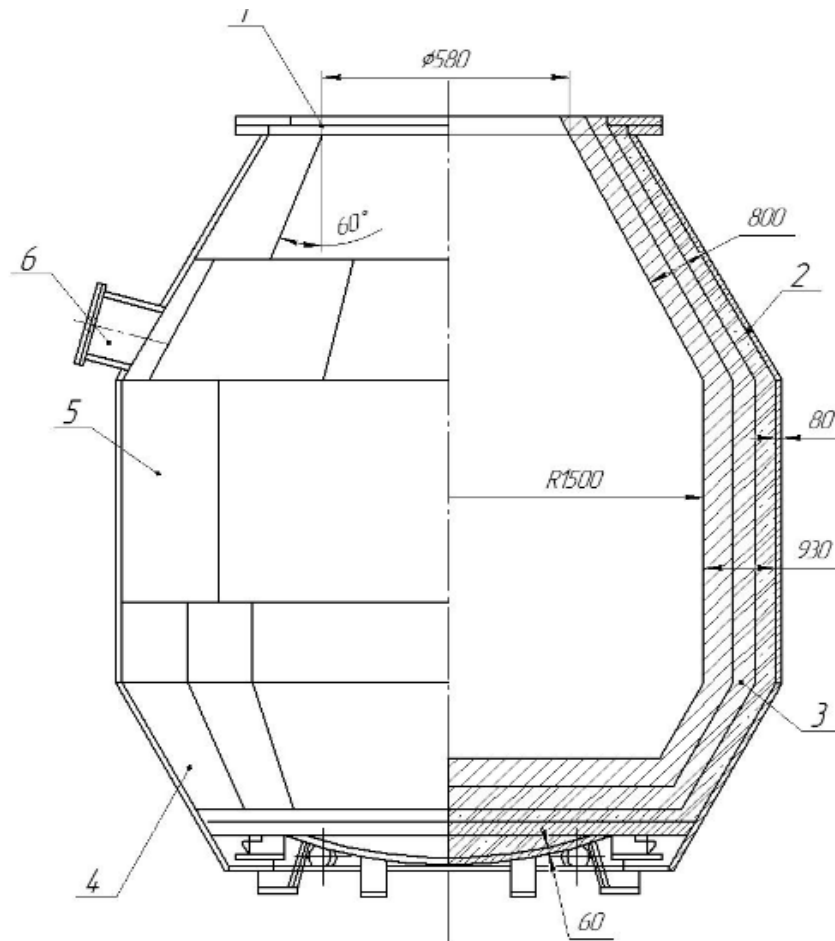
Отож, подача технологічних газів знизу одночасно із вдуванням кисню через верхню фурму дозволяє, змінюючи співвідношення верхнього й донного дуття й положення верхньої кисневої фурми, у широких межах керувати процесом, тобто розподілом кисню в системі «метал – шлак» [7,13].

### **3.1 Будова кисневого конвертера з комбінованою продувкою**

Кисневий конвертер являє собою посудину, що повертається на цапфах, грушоподібної форми (рис. 3.1), футеровану зсередини й обладнану льоткою для випуску сталі й отвором зверху для введення в порожнину конвертера кисневої фурми, відводу газів, заливання чавуну, завантаження лому й шлакоутворюючих і зливу шлаку [9,11].

Горловина, що звужується догори, примикає до циліндричної частини, нижче якої розташована звужуюча частина, яка закінчується сферичним днищем. Звуження нижньої частини й сферична форма днища запобігає утворенню застійних зон при циркуляції металу в конвертерах з верхньою продувкою.

Корпус конвертера виконують звареним з листової сталі товщиною від 60 до 110 мм. Розташування горловини в конвертері симетричне, що дозволяє вводити кисневу фурму строго по осі конвертера. При цьому забезпечується рівне видалення кисневих струменів від стінок конвертера й тим самим – рівномірне зношування футеровки.



- 1 – горловина; 2 – кожух сталевий; 3 – футерівка; 4 – днище;  
5 – кільце опорне; 6 – сталевипускний отвір

Рисунок 3.1 – Корпус конвертера комбінованого дуття ємністю 300 т

Конвертер цапфами опирається на роликові опорні підшипники, закріплені в опорних станинах. Підшипники забезпечують можливість обертання конвертера навколо осі цапф; при цьому один підшипник фіксований, а інший «плаваючий», що дає можливість переміщення уздовж осі цапф на 15-30 мм.

Кисневий конвертер оснащено окремим опорним кільцем, до якого кріпляться цапфи й у якому із зазором в 150-200 мм закріплений кожух. Завдяки зазору деформації, що виникають при термічному розширенні кожуха, не передаються опорному кільцю й перекис цапф не виникає. Цапфи звичайно кріплять до опорного кільця шляхом запресовування в цапфову плиту.

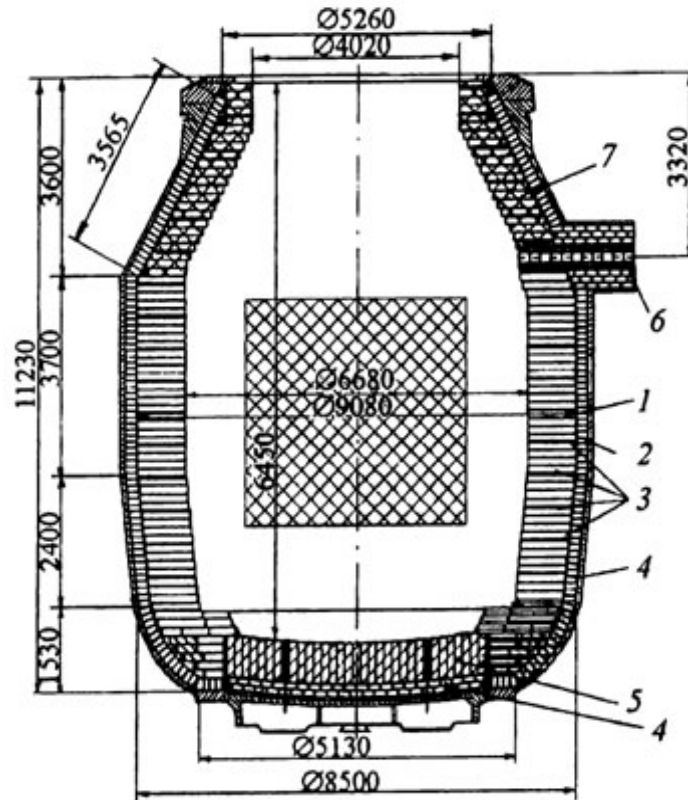
Конвертер, на яких кисень і інші гази подають крізь дно кожуха відрізняються від конвертерів з верхньою продувкою розплавів меншим питомим об'ємом (0,6-0,9 м<sup>3</sup>/т сталі) робочого простору, розмірами корпусу, кількістю фурм і конструкцією днища. Глибина ванни зазвичай становить 0,7-0,9 глибини ванни у конвертерів аналогічної ємності, але з верхньою продувкою. Відношення повної висоти робочого простору кожуха до діаметру циліндричної частини його знаходиться в межах від 1,1 до 1,4. Днище конвертера виконують змінним.

Підведення газу до фурм індивідуальне і регульоване. Це сприяє підвищенню стійкості фурмених пристроїв і футеровки днища. Для футеровки днища застосовують, в основному, периклазовуглецеві вогнетриви.

Схема футеровки кожуха конвертера, на якому застосована донна продувка розплаву, наведена на рис. 3.2.

Футеровку виконують із двох шарів: арматурного й робочого. Арматурний шар, що примикає до корпусу, товщиною 110-250 мм, зменшує тепловтрати й захищає кожух у випадку прогару робочого шару. Арматурний шар виконують із магнезитової або магнезитохромітової цегли, він не вимагає заміни дуже тривалий час. Для кладки робочого шару (500-800 мм) використовують периклазовуглецеві вироби [14].

Футеровку льотки викладають блоками із плавленого магнезиту, що мають наскрізні отвори, які утворюють канал льотки. Стійкість льотки становить 60-120 плавов.



1 – кожух; 2 – азбест; 3 – вогнетриви марки ПУСК (MgO до 90%);  
 4 – вогнетриви марки ХП (MgO до 46%, Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> до 22%); 5 – вогнетриви марки ПУСК;  
 6 – льоточні блоки марки ПУПЛБ (MgO до 96%); 7 – вогнетриви марки ПУПК, плавлений і спечений периклаз (MgO до 90%)

Рисунок 3.2 – Схема футеровки кожуха конвертера с комбінованою продувкою розплаву

Стійкість футеровки визначається стійкістю ділянок найбільшого зношування. Для підвищення стійкості футеровки застосовують метод диференційованої кладки (місця її підвищеного зношування викладають із вогнетривів підвищеної стійкості); намагаються уникати перегріву металу, домагатися раннього формування високоосновного шлаку, зменшувати число додувок; застосовують гарячі ремонти методом ошлакування й смолоскипового й напівсухого торкретування [15].

У робочий простір корпусу конвертера, на якому застосоване комбіноване продування розплавів заліза і шлаку, кисень вводять через верхню фурму, пристрій якої розглянуто нижче. Знизу подають аргон або азот, а при



необхідності – кисень в захисній оболонці з метану, пропану або двоокису вуглецю (захисна оболонка потрібна, щоб захистити чавун від контакту з киснем на виході його з фурмених пристроїв, під час якого розвиваються досить високі температури, що руйнують вогнетриви).

Фурмені пристрої можуть бути декількох типів:

- пористі або щілинні вогнетривкі блоки-вставки; діаметр «пори» –каналу близько 1 мм;
- двоканальні або багатоканальні вогнетривкі блоки; діаметр каналу до 8 мм;
- дві коаксіально розташовані труби, кільцевий зазор між якими є робочим.

Пористі блоки дозволяють починати і припиняти продування розплаву не побоюючись затікання металу; одноканальні вогнетривкі блоки сприяють під час продувки розплаву його енергійному перемішуванню.

Блоки виготовляють з периклазовуглецевих вогнетривких матеріалів [7,13-14].

### 3.1.1 Верхні фурми

Над кожним конвертером розміщують дві кисневі фурми: робочу, через яку ведуть продувку й резервну, підключену до системи подачі кисню й води. Привод підйому фурм розміщений на пересувній платформі, переміщення якої забезпечує швидку заміну згорілої фурми на резервну. Швидкість переміщення фурми можна змінювати від 0,1 до 1 м/с.

Кисень подається від магістралі під тиском 1,6-2,5 МПа за допомогою гнучких гофрованих шлангів (металорукавів) з нержавіючої сталі, покритих захисним металевим дротовим обплетенням. Внаслідок втрати тиску на місцеві опори перед соплом фурми він становить 1,0-2,0 МПа.

Конструкції фурм для верхньої продувки різноманітні, але в більшості випадків вони складаються із трьох концентрично розташованих суцільнотягнутих труб. У нижній частині фурма має наконечник (головку).

Наконечники – найбільш відповідальна частина фурми. Їх конструкція повинна забезпечити необхідну стійкість в умовах високих температур окисної газової атмосфери, впливу бризок металу й шлаку, найбільш раціональний режим продувки ванни. Звичайно застосовують багатосоплові наконечники. Сопла (у кількості 3-7) розташовують найчастіше в один ряд по окружності. При дворядному розташуванні сопел їх число досягає 8-12. Стійкість наконечників фурм залежить від способу виготовлення – литі наконечники витримують більше 1000 плавов, зварені – 100-150 плавов, а цільноточені стоять 600-1000 плавов [9,10].

Конвертери комбінованого дуття рекомендується обладнувати двох'ярусними фурмами (рис. 3.3), призначеними для допалювання СО в об'ємі конвертера. Застосування таких фурм дозволяє на 5-7% збільшити витрату брукхту й поліпшити процес шлакоутворення. У двох'ярусних фурмах поряд із вдуванням кисню, необхідного для окислювання домішок, подається кисень у вільний від металу й шлаку обсяг конвертера або у верхні шари шлакової піни для допалювання СО [11,13].

Нижній ярус має звичайний п'ятисопловий наконечник з кутом нахилу сопел до вертикалі  $20^\circ$ . Другий верхній ярус розташований на відстані 1650 мм, під кутом  $30^\circ$  розташоване 8 сопел діаметром 15-18 мм. Витрата кисню через сопла верхнього ярусу становить 100-200, нижнього 400-500 м<sup>3</sup>/хв.

Застосування таких фурм дозволяє підвищити продуктивність конвертерів через скорочення тривалості продувки на 10-27 %; зменшити вихід газів на одиницю кисню, що вводиться, і винос пилу на 35-40 %; знизити витрату вапна, вапняку й плавикового шпату; підвищити основність кінцевих шлаків і ступінь десульфурзації й дефосфорації металу.

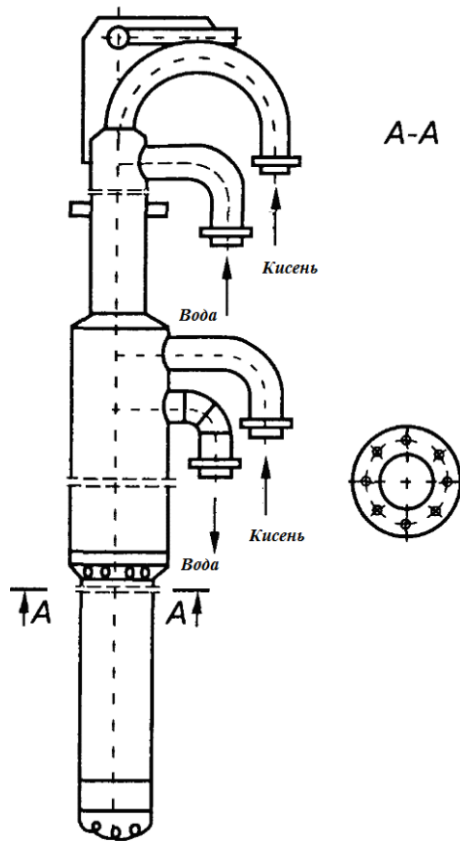


Рисунок 3.3 – Двоярусна фурма для допалювання газів у конвертері

### 3.1.2 Донні дутцеві пристрої

Головними факторами, які визначають технологічну ефективність комбінованої продувки, працездатність донних фурм і стійкість навколофурменних вогнетривких зон, є тип сопла донної фурми й режимні параметри (тиск і витрата) витікання газових струменів у ванну.

У світовій практиці застосовують як симетричне, так і асиметричне розташування дутцевих пристроїв у днищі (рис. 3.4).

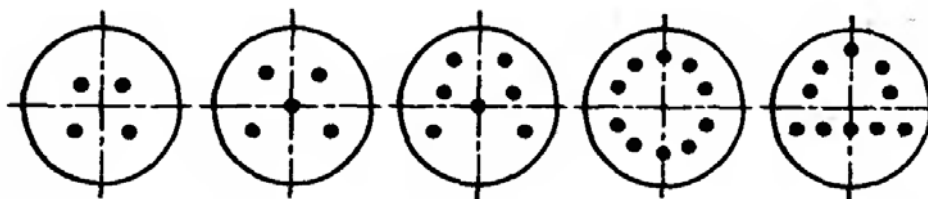


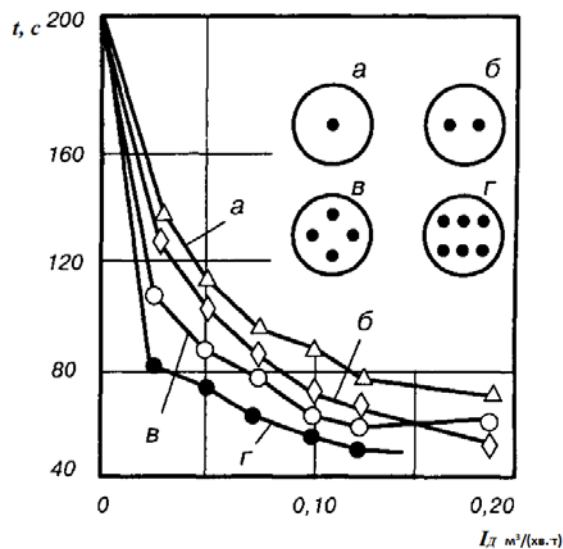
Рисунок 3.4 – Варіанти розташування фурм у днище

Діаметр окружності, по якій розташовуються пристрої, становить 0,5-0,7 діаметра днища. Слід зазначити, що їх розташування впливає не тільки на результат процесу, але й на зношування самих пристроїв і вогнетривів.

Як основний критерій геометрії розташування використовують час повного перемішування ванни (рис. 3.5). Час повного перемішування ванни (а отже, і окисленість шлаку) зменшується в міру збільшення числа дугтєвих пристроїв. Проте питання про їх число вирішується окремо в кожному конкретному випадку.

Отож, на наш погляд, оптимальним є симетричне щодо осі цапф, розташування донних пористих блоків, що дозволяє зменшити заростання горловини конвертера виносими часток металу й шлаку. Максимальна кількість дугтєвих пристроїв для 300-т конвертера становить 15.

В якості донних дугтєвих пристроїв запропоновано застосовувати одноканальні фурмені периклазовуглецеві блоки марки ПУПК-8 (ТУ 14-8-463-90) або багатоканальні блоки фірми «Didier».



а – г – схеми розташування донних фурм

Рисунок 3.5 – Залежність тривалості повного перемішування ( $t$ , с) від інтенсивності продувки через днище  $I_d$ ,  $\text{м}^3/(\text{хв} \cdot \text{т})$ , числа й розташування донних фурм

Для футеровки навколофурменних зон найбільшу стійкість показують периклазохромітові вогнетриви на основі плавленого периклазохроміту й периклазовуглецеві на синтетичному в'язучому [13,14].

### **3.2 Тепловий баланс виплавки сталі в кисневому конвертері**

Виплавка сталі заданої марки конвертерним способом визначається складом шихти, вимогами технологічного і теплового режиму плавки. Тепловий режим плавки оцінюється тепловим балансом, тобто відповідністю надходжень і витрат тепла на процес. Конвертерна плавка здійснюється без споживання зовнішнього палива. У цих умовах основними складовими прибуткової частини теплового балансу плавки є: фізичне тепло чавуну і тепло окислення домішок. Основну частку тепла за цією статтею приходу становить тепло реакцій окислення вуглецю, кремнію, марганцю і заліза. Прихід тепла помітно збільшується, якщо в порожнині конвертера здійснюється допалювання окису вуглецю CO до CO<sub>2</sub>.

Крім цих двох основних складових прибуткової частини теплового балансу, при точних розрахунках враховується тепло процесів шлакоутворення, а також фізичне тепло міксерного шлаку, що потрапляє в конвертер.

Основні витратні статті теплового балансу - фізичне тепло нагріву сталі та шлаку, а також фізичне тепло газів, що відходять. Чим більша частка CO догорає в порожнині конвертера до CO<sub>2</sub>, тим більше прихід тепла, проте при цьому зростає температура газів і відповідно збільшується витрата тепла на нагрів газів, що відходять [8,11].

### **3.3 Розрахунок теплового балансу плавки**

Розрахунок теплового балансу плавки проводимо за методикою [16].

Визначаємо приходні статті теплового балансу.

1) Фізичне тепло чавуну при 1410 °C:

$$Q_1 = [0,745 \cdot 1150 + 217,67 + 0,837 \cdot (1410 - 1150)] \cdot 78 = 100779,12 \text{ кДж},$$

де  $0,745$  – середня теплоємність чавуну в твердому стані,  $\text{кДж/кг} \cdot \text{град}$ ;  $1150$  – температура плавлення чавуну  $T_{\text{пл}}$ ,  $^{\circ}\text{C}$ ;  $217,67$  – теплота плавлення чавуну,  $\text{кДж/кг}$ ;  $0,837$  – середня теплоємність рідкого чавуну,  $\text{кДж/кг} \cdot \text{град}$ .

2) Тепло екзотермічних реакцій окислення домішок,  $\text{кДж}$ :

$$C \rightarrow CO_2 \quad 34061 \cdot 0,303 = 10320,48$$

$$C \rightarrow CO \quad 10457 \cdot 2,727 = 28516,2$$

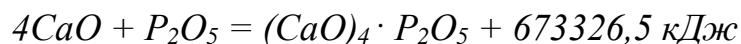
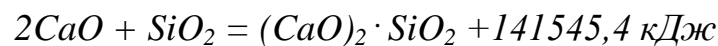
$$Si \rightarrow SiO_2 \quad 31073 \cdot (0,63 + 0,76 \cdot 0,05 \cdot 0,2 + 0,697 \cdot 0,45 \cdot 0,2 + \\ + 1,508 \cdot 0,02 \cdot 0,2) = 21948,8$$

$$Mn \rightarrow MnO \quad 7359 \cdot (0,5 + 0,697 \cdot 0,2 \cdot 0,01 + 0,76 \cdot 0,78 \cdot 0,2) = 4562,24$$

$$P \rightarrow P_2O_5 \quad 24982 \cdot 0,058 \cdot 0,9 = 1304,06$$

$$Q_2 = 10320,48 + 28516,2 + 21948,8 + 4562,24 + 1304,06 = 66651,82 \text{ кДж}$$

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



$$Q_3 = (141545,4 \cdot 1,47/60 + 673326,5 \cdot 0,1175/142) = 4046,25 \text{ кДж}$$

Розрахуємо основні витратні статті теплового балансу.

4) Втрати тепла зі сталлю:

$$Q_1' = [0,699 \cdot 1500 + 272,1 + 0,837 \cdot (1620 - 1500)] \cdot 92,864 = 131963,5 \text{ кДж},$$

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

$1500$  – температура плавлення сталі,  $^{\circ}\text{C}$ ,  $272,1$  – теплота плавлення сталі,  $\text{кДж/кг}$ ;  $0,837$  – середня теплоємності рідкої сталі,  $\frac{\text{кДж}}{\text{кг} \cdot \text{град}}$ ,  $92,864$  – кількість сталі до розкислення,  $\text{кг}$

5) Втрати тепла зі шлаком визначаємо з умов, що температура шлаку дорівнює температурі сталі на випуску, тобто  $1620^{\circ}\text{C}$ .

$$Q_2' = [1,331 \cdot 1300 + 351,62 + 2,496 (1620 - 1300)] \cdot 9,056 = 26087,1 \text{ кДж}$$

де  $1,331$  – середня теплоємність твердого шлаку,  $\frac{\text{кДж}}{\text{кг} \cdot \text{град}}$ ;  
 $351,62$  – теплота плавлення шлаку,  $\text{кДж/кг}$ ;  $2,496$  – середня теплоємність рідкого шлаку,  $\frac{\text{кДж}}{\text{кг} \cdot \text{град}}$ ;  $1300$  – температура плавлення шлаку,  $^{\circ}\text{C}$ .

6) Кількість тепла, що уноситься газами, які відходять. Приймаємо температуру газів, що відходять  $1450^{\circ}\text{C}$ . Тоді с газами втрачається тепла:

$$\text{CO}_2 \quad 3407,4 \cdot 0,566 = 1928,59 \text{ кДж}$$

$$\text{CO} \quad 2118,12 \cdot 5,0904 = 10782,08 \text{ кДж}$$

$$\text{H}_2\text{O} \quad 2645,55 \cdot 0,1315 = 347,88 \text{ кДж}$$

$$\text{O}_2 \quad 2210,21 \cdot 0,211 = 466,35 \text{ кДж}$$

$$\text{N}_2 \quad 2088,8 \cdot 0,0242 = 50,55 \text{ кДж}$$

$$Q_3' = 1928,59 + 10782,08 + 347,88 + 466,35 + 50,55 = 13575,45 \text{ кДж}$$

7) Тепло, що втрачається з корольками заліза і викидами:

$$Q_4' = 0,837 \cdot 1620 \cdot 1,9174 = 2599,88 \text{ кДж}$$

Статті приходу і витрат тепла зводимо до таблиці теплового балансу.

Таблиця 3.1 – Тепловий баланс

№ п/п	Прихід тепла	кДж	%	№ п/п	Витрати тепла	кДж	%
1	Фізичне тепло чавуну $Q_1$	100779,1	57,84	1	Фізичне тепло сталі, $Q'_1$	131963,5	75,7
2	Окислення домішок металу $Q_2$	66651,82	38,26	2	Фізичне тепло шлаку, $Q'_2$	26087,1	15,0
3	Шлакоутворення $Q_3$	4046,25	2,32	3	З газами, що відходять $Q'_4$	13575,45	7,8
4	Додаткове паливо $Q_4$	2748,73	1,58	4	З корольками заліза і викидами $Q'_4$	2599,88	1,5
	(Всього)	171477,2					
	<b>Всього</b>	<b>174225,9</b>	<b>100</b>		<b>Всього</b>	<b>174225,9</b>	<b>100</b>

В даному випадку прихід тепла менш ніж витрати на:

$$174225,9 - 171477,2 = 2748,73 \text{ кДж}$$

Заносимо цю величину в приходу частину теплового балансу як статтю «Додаткове паливо». Тепер прихід тепла дорівнює витратам.

Розраховуємо необхідну кількість додаткового палива (коксику):

$$K = \frac{2748,73}{25116} = 0,109 \text{ кг}$$

де 25116 – теплота згорання коксового дріб'язку.

На 1 т сталі це складе:  $10 \cdot 0,109 = 1,09 \text{ кг}$ .

На всю плавку при ємності конвертеру 300 т необхідно коксового дріб'язку:

$$300 \cdot 1,09 = 327 \text{ кг}.$$



## 4 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

Застосування комбінованої продувки дозволяє сполучити переваги процесів з верхньою й донною продувкою й позбутися від ряду недоліків.

Основні переваги такої технології:

1. Поліпшення умов перемішування ванни й вирівнювання її складу, що дозволяє наблизити ряд реакцій до рівноваги. Це дає можливість підвищити точність «попадання» у задані межі по хімічному складу й температурі, а отже скоротити тривалість плавки.

2. Підвищення виходу придатного (на 0,5-1,0 %) у результаті зниження кількості заліза в шлаку в результаті взаємодії (при перемішуванні) оксидів заліза шлаку з вуглецем металу. Технологія дозволяє закінчувати продувку металу киснем у момент, коли вміст вуглецю вище заданого, продувати ванну інертним газом і в результаті реакції  $(Fe)+[C]=CO_r+Fe$  знижувати вміст вуглецю до необхідного.

3. Зменшення окисленості металу, що досягається в процесі продувки ванни інертним газом у результаті реакції  $[C]+[O]=CO_r$ . Мішури інертного газу, проходячи через ванну металу, полегшують протікання цієї реакції. При низьких концентраціях вуглецю у ванні окисленість металу залежить від окисленості шлаку – зниження при донній продувці окисленості шлаку викликає зменшення окисленості металу. Спільний вплив всіх цих процесів призводить до того, що добуток  $[C] \cdot [O]$  при продувці знизу інертним газом суттєво зменшується.

4. Зниження вихару марганцю й підвищення його залишкового вмісту в сталі на 0,02-0,2 % (по мірі зниження окисленості шлаку).

5. Зменшення вмісту газів (насамперед водню) у металі в результаті дії міхурів інертного газу. Вміст азоту знижується за рахунок зниження кількості додувок.

6. Зниження вмісту неметалічних включень внаслідок флотаційної дії міхурів газу.

7. Поліпшення засвоєння вапна внаслідок кращого шлакоутворення при підвищенні інтенсивності перемішування, зниження витрати флюсів, наприклад плавикового шпату.

8. Менший вигар феросплавів у зв'язку з більш низькою окисленістю металу (витрата феромарганцю знижується на 0,05-1,0 кг/т, алюмінію – на 0,12-0,35 кг/т), що позначається на собівартості сталі [17].

#### **4.1. Технологія виплавки конструкційної сталі в кисневому конвертері з комбінованою продувкою**

##### **4.1.1 Шихтовка плавки й завантаження конвертера**

Шихтовка плавки ведеться майстром виробництва з розрахунку закінчення продувки при заданих майстром виробництва вмісті вуглецю, температурі металу й основності кінцевого шлаку.

При розрахунку співвідношення між масами чавуну й брухту на кожен плавку необхідно враховувати залишок металу й шлаку попередньої плавки й міжплавочний простій конвертера.

Сумарна маса чавуну і металевого брухту на плавку для конвертеру ємністю 300 т становить 330 т.

Фактичні значення раніше розрахованих параметрів вводяться в комп'ютер для адаптації програми після закінчення кожної плавки.

Якщо розрахункова масова витрата чавуну й металобрухту не забезпечують (на одній або двох плавках) задані значення масової частки вуглецю, температури металу й змісту FeO у шлаку після продувки, виконується коректування шихтовки плавки.

У якості шлакоутворюючих застосовуються кускові матеріали – вапно, плавиковий шпат. Фракційний склад вапна 10-40 мм, плавикового шпату 10-80 мм. Їх кількість розраховується за допомогою АСК ТП конвертерної плавки з урахуванням витрати й хімічного складу чавуну, якості брухту, витрати охолоджувачів для одержання основності кінцевого шлаку у межах 2,8-3,5.

Крім вапна використовується доломіт.

Витрати флюсів, що містять MgO, рекомендується вибирати таким чином, щоб забезпечити в кінцевому шлаку 8-10 % MgO.

Чавун і брухт на плавку повинні бути подані до конвертера до закінчення зливу металу попередньої плавки.

Металобрухт завантажується в конвертер до заливання чавуну, за винятком першої плавки після заміни футеровки. При необхідності, рівномірний розподіл брухту по днищу здійснюється поворотом конвертера в протилежну від завантаження сторону.

При оголенні футеровки днища (проглядаються шви кладки робочого шару) рекомендується присадка в конвертер до завалки брухту 5-10т вапна й (або) доломіту з відповідним зменшенням їхньої присадки перед заливанням чавуну.

Заливання чавуну в конвертер виконується з дозволу майстра виробництва. Перед заливанням чавуну повинні бути підготовлені: шлакова чаша, сталерозливний ківш і машина безперервного розливання.

Забороняється заливання чавуну при влученні води в конвертер. При наявності в конвертері залишків рідких шлаків також забороняється заливання чавуну без вживання спеціальних заходів для приведення шлаку у неактивний стан: загущення в конвертері присадкою вапна або доломіту, потім конвертер кілька разів погойдується для перемішування шлаку і вапна.

Після завалки брухту й зливу чавуну починається продувка ванни киснем зверху з інтенсивністю 1200-1000 нм<sup>3</sup>/хв. [10-11].

#### 4.1.2 Шлаковий режим

Залежно від стану днища і якості шихтових матеріалів перша порція вапна (25-60 % від загальної витрати) присаджується на днище до початку продувки або на брухт до заливання чавуну. Друга й третя порції вапна (70-80 %) присаджуються із інтервалом в 2-3 хв. з таким розрахунком, щоб присадка

вапна була закінчена до восьмої хвилини продувки, причому друга порція вапна присаджується після стійкого загоряння плавки.

Частина вапна, що залишилася (20-30 % від загальної витрати), присаджується не пізніше 3-х хв. до закінчення плавки.

При використанні легковагого брухту й на початку кампанії конвертера по футерівці допускається затримка присадки другої й третьої порції вапна на 2-3 хв.

Плавиковий шпат присаджується із 2-ю порцією вапна або в період скачування шлаку, або за 2-3 хв. до закінчення продувки [10].

#### 4.1.3 Режим ведення плавки

##### 4.1.3.1 Продувка металу зверху.

Продувка киснем здійснюється по східчастому режиму:

- перші 3-5 хв. продувки витрата кисню – 1200 м<sup>3</sup>/хв,
- інший час продувки – 1000 м<sup>3</sup>/ хв.

Продувка металу киснем виконується:

- з частковим допалюванням газів, що відходять, в охолоджувачі конвертерних газів з витратою кисню 1200 м<sup>3</sup>/хв.;
- с повним допалюванням газів, що відходять, в охолоджувачі конвертерних газів з витратою кисню 1000 м<sup>3</sup>/хв.

*Продувка з повним допалюванням газів, що відходять.*

Продувка виконується в наступних випадках:

- при несправних газоаналізаторах;
- при продувці першої плавки після зміни футеровки;
- при порушенні щільності газовідвідного тракту;
- при несправності пристрою, що допалює;
- при падінні тиску пари або азоту на гасіння факела;
- при виході з ладу вентиляції в приміщенні димососної;
- при проведенні останніх 5-10 плавок перед перефутеровкою конвертера;

- при необхідності «змити» настил на газоході конвертера;
- при несправності установки дегазації води оборотного циклу.

Режим продувки повинен відповідати табл. 4.1.

Таблиця 4.1 – Режим продувки з повним допалюванням газів

№ плавки по кампанії футеровки конвертера	Положення фурми (Н) по періодам плавки, м (до дзеркала металу)		
	Запалювання і наводка шлаку 1-4 хв.	Основний час продувки 5-12 хв.	Останні 1-2 хв.
0-250	4,5-2,5	1,6-1,9	1,3-1,6
251-500	4,5-2,5	1,7-2,0	1,4-1,7
501-800	4,5-2,5	1,8-2,1	1,5-1,8
більш 800	4,5-2,5	1,9-2,3	1,6-1,9

*Продувка із частковим допалюванням газів, що відходять, в охолоджувачі конвертерних газів є основним режимом роботи конвертера й виконується при опущеній «спідниці».*

Машиніст дистриб'ютора починає продувку по команді майстра конвертера після того, як персонал, що обслуговує газовідвідний тракт, доповість про готовність устаткування.

Початок продувки виконується при верхнім положенні «спідниці». Опускання «спідниці» здійснюється тільки після стійкого «запалювання» плавки, але не пізніше, ніж через 1 хв. після початку продувки. Стійке «запалювання» плавки визначається візуально з обов'язковим контролем вмісту СО у газі (об'ємна частка СО у газі повинна бути не менш 15%).

Продувка здійснюється зі східчастою зміною положення фурми над ванною. Режим продувки показано в табл. 4.2.

Таблиця 4.2 – Режим продувки з неповним допалюванням газів, що відходять

№ плавки по кампанії футеровки конвертера	Положення фурми (Н) по періодам плавки, м (до дзеркала металу)		
	Запалювання і наводка шлаку 1-4 хв.	Основний час продувки 5-12 хв.	Останні 1-2 хв.
0-250	4,5-2,5	1,7-2,0	1,4-1,7
251-500	4,5-2,5	1,8-2,1	1,5-1,8
501-800	4,5-2,5	1,9-2,2	1,6-1,9
більш 800	4,5-2,5	2,0-2,3	1,7-2,0

Положення кисневої фурми щодо рівня металу у ванні конвертера визначається на ЕОМ залежно від витрати кисню й від кількості плавки по кампанії конвертера. Вимір рівня сталі виконується фурмою-зондом з використанням проб типу VL (рівень ванни) один раз у добу.

Під час продувки машиніст дистриб'ютора зобов'язаний не допускати великих вибивань димових газів з-під «спідниці» і контролювати всі основні технологічні параметри, інформація про які виведена в головний пост керування, у т. ч.: запалювання факела пристрою, що допалює, витрата диму, показання газоаналізаторів.

В основний час продувки газоаналізатори повинні показувати об'ємну частку CO від 15 до 75 %, O<sub>2</sub> – не більше 2 %, H<sub>2</sub> – не більше 3 %.

При наявності ознак викидів шлаку з конвертера рекомендується опускати фурму на 100-200 мм, нижче рекомендованого для цього періоду рівня, скорочувати витрати кисню на 200-300 м<sup>3</sup>/хв., присаджувати вапно порціями 0,5-2,0 т.

Після усунення загрози викиду виконується плавний перехід на нормальний дуттєвий режим. У випадку неможливості усунення викидів продувка припиняється, шлак скачується.

При «жорсткій» продувці з виносом металу з конвертера рекомендується робити короткочасний підйом кисневої фурми на висоту 0,5-1,0 м від робочого положення. При неефективності зазначених прийомів присаджують плавиковий шпат порціями масою 0,3-0,5 т.

Момент закінчення продувки визначається по кількості витраченого кисню з урахуванням результатів попередніх плавок або відповідно до рекомендацій АСК ТП конвертерної плавки й вимірів параметрів плавки.

Вимір параметрів плавки (вимір температури ванни, визначення окисленості й відбір проби металу) виконується не раніше, ніж за 2-3 хв. до передбачуваного закінчення продувки фурмою-зондом. Фурма-зонд служить для виміру температури рідкої сталі в конвертері, визначення вмісту вуглецю й активності кисню в конвертері, а також виконується відбір проб сталі для визначення хімічного складу в експрес-лабораторії. Відбір проб фурмою-зондом виконується у вертикальному положенні конвертера, без переривання продувки киснем.

Залежно від виробничої необхідності використовуються різні типи проб: TSC (температура, проба, вуглець), TSO (температура, проба, кисень), T (температура). Інтенсивність продувки ванни киснем під час виміру параметрів плавки знижують на 50 %.

Глибина занурення фурми-зонда (500 мм) визначається за показниками з урахуванням результатів виміру положення продувної фурми щодо рівня спокійної ванни. Вміст вуглецю в металі наприкінці продувки повинен бути не менш 0,62 %.

Продувка закінчується в такий спосіб:

- при об'ємній частці CO в димових газах більше 15 % перейти на режим з повним допалюванням газів. При зниженні вмісту окису вуглецю до нуля підняти «спідницю» і припинити продувку.
- при об'ємній частці CO в димових газах менш 15 % продувка киснем припиняється без зниження інтенсивності дуття.

Тривалість продувки становить 15 хв.

По закінченні продувки виконується вимір температури, визначення вмісту вуглецю й окисленості металу й відбирається проба для експрес-лабораторії фурмою-зондом. На підставі результатів цього виміру надається інформація про стан розплаву для випуску й коригувальних заходів.

Цикл виміру становить 1,5-2 хв. Вимір і відбір проб проводиться без повалки конвертера.

Відбирається проба шлаку.

У пробі металу визначається вміст вуглецю, марганцю, сірки, фосфору, хрому, нікелю, міді й, при необхідності, азоту.

У пробі шлаку визначається CaO, SiO<sub>2</sub>, MgO, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, MnO, FeO, S. Шлак наприкінці плавки має такий склад, %: 43–50 CaO; 14–22 SiO<sub>2</sub>; 7–20 Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 7–14 MnO; 3–7 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 1,5–4,0 MgO; 0,5–4,0 P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>; 3 CaF<sub>2</sub>; 1 CaS. Кількість шлаку, що утворюється під час плавки, дорівнює 10—17 % від маси сталі.

Додувки на температуру й вуглець виконуються при положенні фурми кінця продувки.

Додувки на фосфор, сірку й шлаки виконуються при підвищеному на 0,5-1,0 м положенні фурми від робочого рівня.

Режим закінчення продувки повинен забезпечувати одержання рідкоплинного шлаку без шматків шлакоутворюючих матеріалів, що не розчинилися.

Вміст FeO у шлаку на момент випуску не повинен перевищувати 30%.

Орієнтовне значення температури в конвертері перед випуском для сталі марки 50X складає 1660-1690 °C.

На перших двох плавках після заміни футеровки конвертера й на плавках після тривалих простоїв конвертера (більше 4 годин) температуру металу перед випуском рекомендується підвищувати на 10 °C.

Плавки, які підлягають обробці на УПК, рекомендується випускати з температурою металу на 20 °C нижче. Плавки, які планується оброблювати вакуумом або ТШС, рекомендовано випускати з температурою на 20°C вище.



Охолодження перегрітого металу в конвертері виконується погойдуванням конвертера або присадкою вапняку, необпаленого доломіту. Після присадки охолоджувачів у конвертер перед повторним виміром температури металу роблять дво-трьохкратне погойдування конвертера.

Якщо температура металу після продувки нижче необхідної або продувка закінчена при високих вмістах вуглецю, сірки, фосфору, густих шлаках, то допускається додувка плавки.

На плавці повинне бути не більше однієї додувки на температуру, фосфор, сірку, шлаки. Кількість додувок на вуглець й їхню тривалість не регламентується.

Після додувки тривалістю більше 1 хв. повторно відбираються проби металу й шлаку для експрес-аналізу, і вимірюється температура металу.

Додувки безпосередньо перед випуском є відхиленням від нормальної технології процесу й повинні відзначатися контролерами ОТК у паспорті плавки і машиністом дистриб'ютора в плавильному журналі із вказівкою причин.

Плавки, що мають дві й більше додувки для додаткового видалення сірки й фосфору або з метою коректування температури металу, повинні оброблятися в ківші інертним газом, після чого допускати по прямому призначенню.

Злив металу з конвертера виконується тільки після одержання результатів експрес-аналізу проби металу [7,10].

#### 4.1.3.2 Продувка металу нейтральним газом через днище.

Продувку знизу здійснюють через пористі периклазовуглецеві блоки. Режим продувки показаний на рис. 4.1 [10].

Система вдування інертного газу через днище конвертера працює в трьох режимах:

- 1) перемішування вдуванням інертного газу. Режим використовують на протязі і після кисневої продувки. Рекомендований наступний режим подачі нейтральних газів:

– на початку продувки (використовується азот) витрата газу мінімальна на рівні 6,0-9,0 м<sup>3</sup>/хв.;

– в середині продувки витрата газу збільшується до 24,0 м<sup>3</sup>/хв.;

– в кінці продувки витрата газу зменшується до 6-9 м<sup>3</sup>/хв.;

– при додувках витрата аргону мінімальна - 6,0-9,0 м<sup>3</sup>/хв.

2) утримання рідкого металу. Режим застосовують для очистки продувальних елементів з метою попередження попадання в них рідкого металу (завалка, заливка чавуну, відбір проб, випуск сталі).

Витрата газу витримується в кількості 6,0 м<sup>3</sup>/хв.

3) охолодження. Режим застосовується для періодів зупинки, розігріву і очікування конвертера і призначений для охолодження продувальних елементів при підтриманні мінімальної витрати газу до 4,0 м<sup>3</sup>/хв. Не допускається наявність рідкої сталі в період охолодження.

При всіх режимах роботи можуть використовуватись аргон або азот.

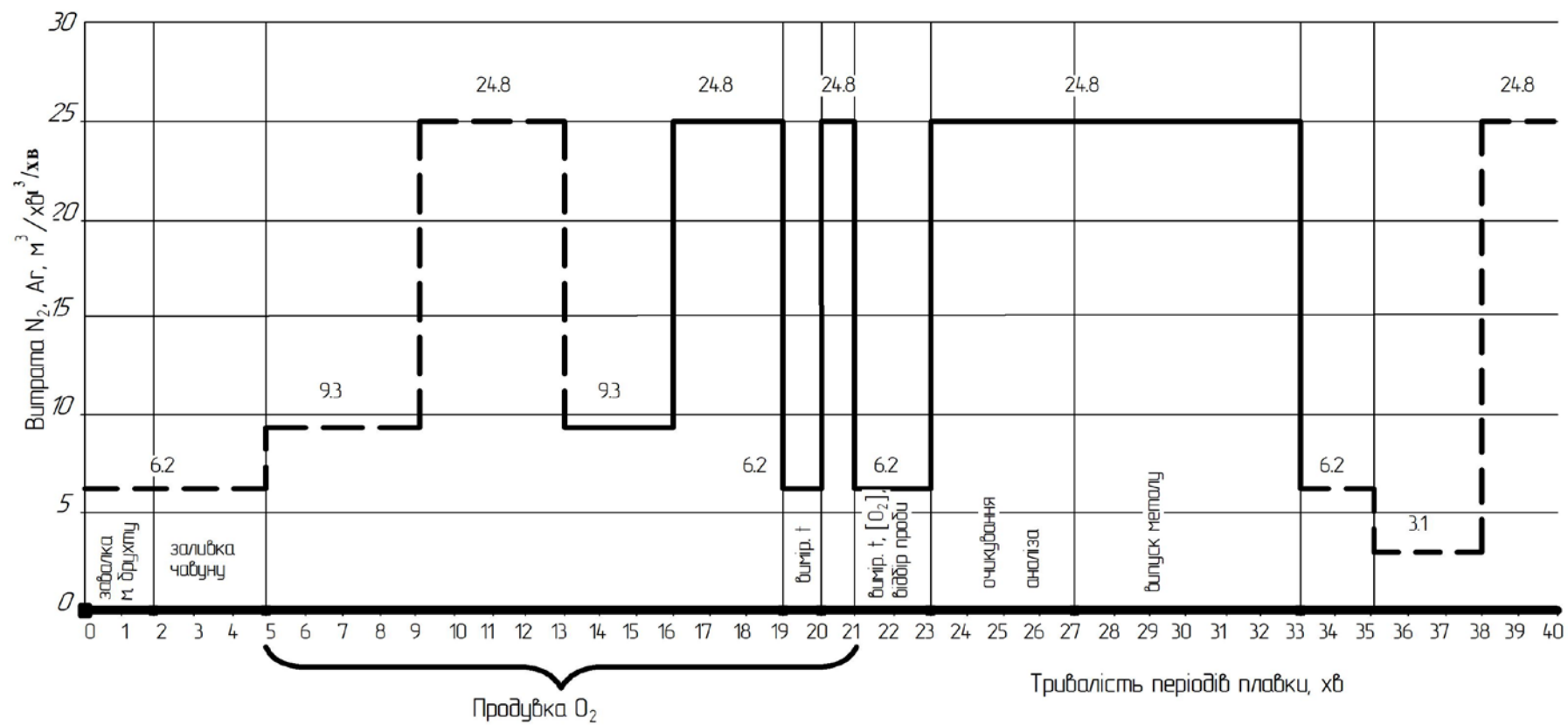


Рисунок 4.1 – Режим ведення донної продувки

#### 4.1.4 Випуск плавки

Випуск металу в ківш виконується тільки при готовності МБЛЗ, з урахуванням витримки й тривалості позапічної обробки.

Випуск металу з конвертера виконується через сталевипускний отвір, що забезпечує злив металу організованим струменем. Тривалість випуску повинна бути в межах 5-12 хв.

Сталерозливний ківш повинен бути добре просушений, очищений від глини й сміття з перевіреними пористими пробками, встановленими в днище ківшу. Сталь зливається в сталерозливний ківш із попередньо нагрітою футеровкою до температури 1000-1200 °С.

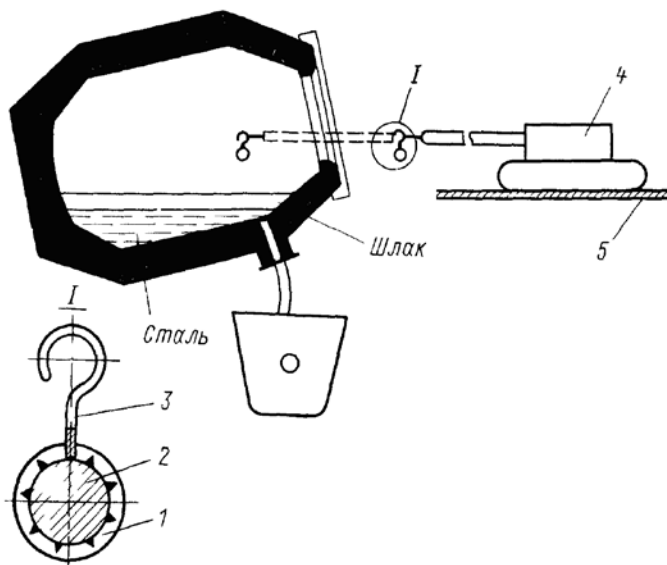
Стан і чистота ківшу перевіряються контролером ОТК і майстром конвертера до початку випуску плавки. Результат огляду заносять у паспорт плавки.

Під час випуску плавки необхідно контролювати струмінь металу й нахил конвертера для запобігання переливу конвертерного шлаку через горловину в ківш і влучення струменя металу на стінку ківшу.

Переривання струменя металу під час випуску не допускається.

Під час випуску металу з конвертера виконується відсікання конвертерного шлаку, а також загущення порцій шлаку, що потрапили в ківш, інакше в процесі позапічної обробки з конвертерного шлаку у метал буде переходити (відновлюватися) фосфор, а киснем оксидів заліза шлаку будуть окислятися розкислювачі й легуючі, підвищиться окисленість металу й вміст у ньому неметалічних включень [8-9].

На сьогоднішній день відомі різні варіанти способів для відсікання шлаку. Добре зарекомендував себе спосіб відсікання за допомогою кулістопора (рис. 4.2), розроблений на НЛМК.



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

Рисунок 4.2 – Схема відсікання шлаку за допомогою кулі-стопора

Сталеву кулю-стопор діаметром 160-190 мм покривають шаром вогнетривкої обмазки з порошку  $MgO$  з добавкою шлаку ферохромового виробництва й рідкого скла (35% понад 100%), поверхня кулі має нерівності (приварені шипи) для поліпшення втримання маси. Щільність такої кулі менше, ніж у розплавленого металу, але більша, 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 границі шлак-метал. З останніми порціями металу вона попадає до льотки, перекриваючи отвір і забезпечуючи відсікання шлаку.

В процесі випуску рекомендується для зменшення насичення сталі азотом, нейтралізації шлаку й утворення рафінувального шлаку у ківш вводити суміш вапна та плавикового шпату (через 0,5-1,0 хв. після початку випуску) у кількості 2-4 кг/т, 0,3-0,4 кг/т відповідно.

На плавках, призначених для обробки на УПК, товщина шару рафінувального шлаку у ківші повинна бути не більше 80 мм. Відстань від

верхнього зрізу ківшу до рівня металу в ківші - вільний борт - повинна бути не менш 500 мм.

Після зливу сталі конвертер нахиляють убік завантажувального прольоту й зливають шлак в шлакову чашу через горловину конвертера.

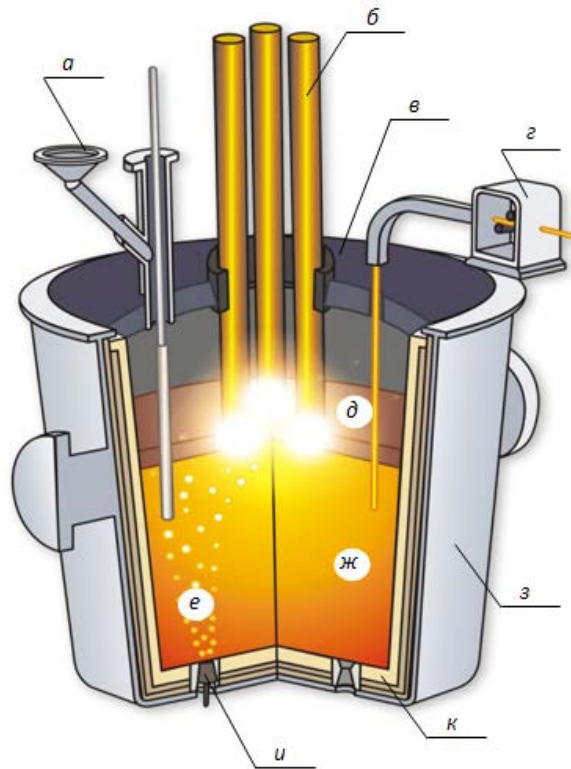
Гарячий ремонт футеровки може здійснюватися після кожної плавки або через плавку й забезпечує кампанію футеровки не менш 5000 плавок.

Ківш із металом направляється на позапічну доводку [10-11].

#### **4.2 Технологія позапічної обробки сталі марки 30ХГТ**

У наш час визнано, що найбільш раціональною є технологія конвертерного виробництва, яка передбачає: 1) виплавку в конвертері металу із заданими температурою, вмістом вуглецю, фосфору й окисленістю; 2) проведення в ківші операцій рафінування металу від шкідливих домішок, легування, розкислення, доведення складу й температури до заданих, тобто одержання методами позапічної обробки сталі високої якості будь-якого складу. Конвертер при цьому стає агрегатом для одержання стандартного напівпродукту [18].

Плавки, призначені для обробки на установці піч-ківш (рис. 4.2), зливаються в сталерозливний ківш, спеціально обладнаний для донної продувки. Ківш повинен мати справну суху футеровку. Верхній край ківшу повинен бути чистим.



*а* – пристрій для автоматичного виміру температури і відбору проб металу, *б* – нагрівальні електроди, *в* – водоохолоджувальна кришка, *г* – система подачі порошкового дроту, *д* – шлак, *е* – струмінь газу, *ж* – метал, *з* – металевий кожух, *і* – продувний пристрій, *к* – футерівка

Рисунок 4.3 – Схематичне зображення установки ківш-піч [19]

Рівень металу в ківші повинен бути не менше від верхньої кромки ківшу. Перед випуском металу з конвертера починають продування аргоном через пористі пробки в днище ківшу. Продувку металу аргоном здійснюють відповідно до технологічної інструкції.

Сталерозливний ківш, що надійшов з конвертерного відділення, встановлюється на сталевіз УПК і включається подача аргону в кількості 15-30 м<sup>3</sup>/хв.

Сталевіз пересувається під кришку установки, після чого кришка опускається. Через робоче вікно проводиться коригування інтенсивності продувки. Перемішування аргоном має забезпечувати мінімальне оголення

металу. Електродний портал повертається у вихідну позицію і проводиться включення установки на 5 хвилин на середньому ступені напруги.

Не раніше ніж через одну хвилину після відключення нагріву проводиться вимір температури металу і відбір проби шлаку. Проба шлаку береться за допомогою металевої трубки через робочі дверцята, охолоджується і аналізується за кольором і поверхні і відправляється в експрес-лабораторію. Колір шлаку змінюється по мірі розкисленням (змістом FeO) від чорного до білого. Поява білого шлаку в ковші означає, що шлак нормально підготовлений для проведення процесу десульфурації сталі. Для забезпечення найкращого результату десульфурації сталі в ковші вміст у шлаку FeO + MnO має бути менше 2%. Через 3 хвилини перемішування металу аргонном відбирається проба металу і відправляється в експрес - лабораторію.

Після розплавлення шлаку в процесі нагрівання рідкий шлак розкислюють присадкою 50-100 кг дробу алюмінію, потім присаджують вапно і плавиковий шпат в співвідношенні 4:1. Вапно вводиться порціями не більше 0,4 кг/т за раз, при необхідності за візуальною оцінкою складу шлаку, додається пісок порцією не більше 0,1 кг/т.

Після отримання результатів хімічного аналізу здійснюється коректування хімічного складу металу додаванням необхідної кількості розкислювачів і легуючих матеріалів з розрахунку отримання середнього вмісту елементів. Потім метал перемішується аргонном не менше 5 хвилин. Для інтенсифікації процесу шлакоутворення і розчинення феросплавів витрата аргону дозволяється збільшити до 30-50 м<sup>3</sup>/хв. Присадку матеріалів рекомендується проводити порціями з інтервалом 1 - 3 хвилини поблизу зони продувки.

Після закінчення нагрівання не раніше ніж через 5 хвилин продувки після присадки феросплавів виміряти температуру металу і відібрати проби металу і шлаку. До отримання результатів експрес-аналізу роблять перемішування металу аргонном з інтенсивністю 10-20 м<sup>3</sup>/год.



Легкоокислювальні елементи вводяться в ківш тільки після закінчення останнього циклу нагріву.

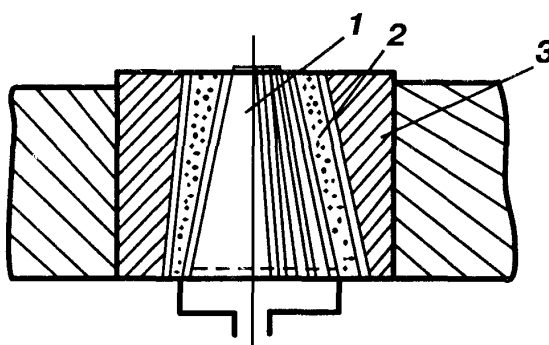
Якщо температура металу нижче замовленої для МНЛЗ, то зробити додатковий нагрів.

Проводиться вимір температури і відбір проби металу. Після досягнення необхідного хімічного складу і заданої температури електродний портал дозволяється повернути в інший бік. Кришка установки піднімається, ківш висувається з - під установки, від'єднується аргоновий шланг і далі ківш передається на МБЛЗ [11,18,20].

#### 4.2.1 Параметри продувки сталі аргоном.

Приблизна температура металу для сталі марки 30ХГТ: при випуску із конвертеру – 1660-1690 °С; після усереднювальної продувки – 1610-1640 °С; після позапічної доводки – 1565 °С.

По завершенню випуску плавки, візок з ківшом переміщається до стенду продувки аргоном, яку проводять через донні пористі пробки з об'ємною витратою 22-90 м<sup>3</sup>/год при тиску аргону 2,0 МПа (рис. 4.4) [22].



1 – вставка; 2 – проміжна гільза; 3 – гніздова цегла

Рисунок 4.4 – Розташування пористої вставки в днищі ківшу

Визначимо параметри продувки металу аргоном.

*Розрахунок часу продувки.*

На основі практичних даних про поведінку металу при продувці в різних агрегатах запропонована залежність (4.4) для розрахунку часу  $\tau$  (с), необхідного для досягнення 95 %-вої гомогенізації [23]:

$$\tau = 800 \epsilon^{-0,4} \text{ с} \quad (4.4)$$

$$\epsilon = \frac{8,32 \times Q \times T_{Me}}{22,4 \times M} \left[ \left( 1 - \frac{T_{навк}}{T_{Me}} \right) + \ln \left( 1 + \frac{9,81 \times \rho_{Me} \times H}{P_A} \right) \right] \quad (4.5)$$

де  $\epsilon$  – функція дисипації (розсіювання) енергії, Вт/т;

$Q$  – витрата газу, л/с;

$T_{Me}$  – температура металу,  $^{\circ}\text{K}$ ;

$T_{навк}$  – температура навколишнього середовища,  $^{\circ}\text{K}$ ;

$M$  – маса металу, т;

$\rho_{Me}$  – щільність металу ( $7000 \text{ кг/м}^3$ );

$H$  – висота металу в ківші (5,0 м);

$P_A$  – атмосферний тиск ( $101325 \text{ Па}$ ).

Приймаємо  $Q=50 \text{ м}^3/\text{год}=13,88 \text{ л/с}$ ,  $T_{Me}=1903 \text{ K}$ ,  $T_{окр}=293 \text{ K}$ .

Тоді

$$\epsilon = \frac{8,32 \times 13,88 \times 1903}{22,4 \times 350} \left[ \left( 1 - \frac{293}{1903} \right) + \ln \left( 1 + \frac{9,81 \times 7000 \times 5}{101325} \right) \right] = 64,85 \text{ Вт/т.}$$

$$\tau = 800 \times 64,85^{-0,40} = 150,8 \text{ с}$$

Для досягнення найбільш повного перемішування приймаємо час продувки 180 с (3 хв.).

*Розрахунок дегазації при продувці інертним газом.*

В процесі продувки пухирці нейтрального газу екстрагують з рідкої сталі розчинені гази (водень і азот). Зниження вмісту розчинених газів описується рівнянням Геллера [24], яке в спрощеній формі має вигляд:

$$V = \frac{2240}{M_{\Gamma}} K_{\Gamma}^2 \cdot P \cdot \left( \frac{1}{[\Gamma]_{\text{КИНЦ}}} - \frac{1}{[\Gamma]_{\text{ПОЧ}}} \right) \quad (4.6)$$

де  $V$  – витрата нейтрального газу, що на практиці складає 0,2-0,4 м<sup>3</sup>/т (приймаємо 0,3);  $M_{\Gamma}$  – молекулярна маса розчиненого газу ( $M_{H_2}=2$ ,  $M_{N_2}=28$ );  $K_{\Gamma}$  – константа рівноваги;  $P$  – тиск над розплавом, 0,1 МПа.

При температурі 1903 °К рівняння для визначення константи рівноваги відповідних реакцій має вигляд [24]:

$$\lg K_{\text{H}} = -\frac{1}{T} - 1,5 = -\frac{0,1}{1} - \frac{0,9}{9} = -\frac{0,2,5}{0}, \quad K_{\text{H}} = 0,0027,$$

$$\lg K_{\text{N}} = -\frac{767}{T} - 0,95 = -\frac{767}{1903} - 0,95 = -1,353, \quad K_{\text{N}} = 0,0444.$$

Тоді з рівняння (4.6) маємо:

$$[\Gamma]_{\text{КИНЦ}} = \frac{1}{\left( \frac{V \cdot M_{\Gamma}}{2240 \cdot K_{\Gamma}^2 \cdot P} + \frac{1}{[\Gamma]_{\text{ПОЧ}}} \right)}$$

Розрахуємо за рівнянням Геллера (4.6) зниження концентрації водню і азоту в рідкому розплаві, приймаючи значення початкової концентрації в металі водню і азоту  $[H]_{\text{ПОЧ}}=0,0004\%$  та  $[N]_{\text{ПОЧ}}=0,010\%$ :

$$[H]_{\text{КИНЦ}} = \frac{1}{\left( \frac{0,3 \cdot 2}{2240 \cdot 0,0027^2 \cdot 0,1} + \frac{1}{0,0004} \right)} = 0,0003\%$$

$$[N]_{\text{кинц}} = \frac{1}{\left( \frac{0,3 \cdot 28}{2240 \cdot 0,0444^2 \cdot 0,1} + \frac{1}{0,010} \right)} = 0,008\%$$

Розрахунки показують, що значно знизити концентрацію водню в сталі шляхом продувки не є можливим. Для більш глибокої дегазації відповідальних сталей необхідно піддавати їх операції вакуумування. Отож, продувка аргоном застосовується для гомогенізації і охолодження металу, активного видалення неметалевих включень і прискорення реакцій між металом і шлаком.

Під час продувки зниження температури складатиме: протягом перших 3-4 хв. – продувки 2-4 °С/хв., далі ~ 1 °С/хв.

При визначенні тривалості продувки враховується зміна температури металу при введенні коригуючих добавок розкислювачів і легуючих згідно табл. 4.3.

При отриманні температури металу більш, ніж на 10 °С, вище зазначеної в табл. 4.3, в метал занурюється сляб або дається металева січка. Тривалість витримки слябів визначається з розрахунку зниження температури металу за 1 хв. витримки на 1,5°С при глибині занурення сляба в метал не менше 2,5 м без продувки металу аргоном, а з продувкою – 3,0°С.

Таблиця 4.3 – Зміна температури металу при введенні коригуючих добавок

Найменування матеріалу	Щільність, т/м <sup>3</sup>	T <sub>пл</sub> , °С	Зміна температури 300 т сталі в ківші при введенні 1 т матеріалу, °С
Феромарганець ФМн78	7,14	1150 – 1265	– 9,0
Феросиліцій ФС45	2,33	1220 – 1330	– 0,22
Алюміній чушковий АВ-87	2,7	658	+ 5,9
Алюмінієвий дріт	2,7	658	+ 5,9
Ферохром середньовуглецевий ФХ100Б	7,6	1450 – 1600	– 8-10
Карбюризатор	0,8-1,0		– 15-20

Витрата січки визначається з розрахунку, що 100 кг січки знижує температуру металу на 2°C. Після охолодження слябів або січкою метал продувається аргоном протягом не менше 1 хв., а потім вимірюється температура металу.

При отриманні заниженої температури металу плавка передається на установку «ківш-піч» для нагріву.

Сталерозливний ківш з металом передається на МБЛЗ при отриманні:

- середньомарочного вмісту елементів в сталі;
- температури металу в сталерозливному ківші 1550 °C [10,20].

#### 4.2.2 Розрахунок модифікування неметалевих включень.

В якості модифікатору використовуємо силікокальцій СК30 (30 % Ca). Введення модифікатору в рідку сталь вирішує одночасно декілька задач: зниження вмісту кисню (на 25-55 %) і сірки (на 20-80 %); трансформація глиноземистих включень в алюмінати кальцію, які залишаються рідкими при температурі розливання; отримання в твердому металі найбільш сприятливих за формою, морфологією і розподілом в об'ємі зливку неметалевих фаз [24].

Модифікування НВ кальцієм забезпечує отримання сталі з ізотропними властивостями в поперечному і повздовжньому напрямках; покращується оброблюваність металопрокату [23].

Спосіб введення СК30: порошок дріт діаметром 10-15 мм, присаджується за допомогою трайб-апарату, швидкість введення 70-200 мм/хв.

Встановлено, що оптимальний вплив модифікатору досягається при має коли отримують за умови  $\frac{[\%Ca]}{[\%Al]} = 0,08 \div 0,1$ .

В нашому випадку вміст алюмінію в металі  $[Al]=0,03$  %. Отож, кальцію потрібно ввести в метал не менше 0,003 %.

Таким чином, на 300-т ківш потрібно кальцію:

$$[Ca] = \frac{0,003}{100} \times 300000 = 9,0 \text{ кг.}$$

Кількість СК30, необхідного для модифікування  $Q_{СК30} \frac{9,0}{0,3} = 30 \text{ кг.}$

Наповнення дроту складає 265-315 г/м, тобто для обробки знадобиться  $\frac{30 \times 1000}{265} = 113$  м дроту.

#### 4.2.3 Мікролегування сталі титаном

Мікролегування сталі титаном здійснюють шляхом введення в метал сталерозливного ківшу порошкового дроту з губчастим титаном. Така технологія забезпечує більш високе засвоєння титану і отримання його вмісту в сталі в більш вузьких межах [25].

Введення титану в сталь в кількості близько 0,02-0,05% призводить до покращення зварюваність сталі, підвищенню величини межі текучості до межі міцності, головним чином завдяки подрібненню зерна і розчинення деякої кількості карбиду титану при температурі прокатки [26].

Для зниження вигару титану під час присадки феросплавів, розроблений спосіб легування сталі титаном за допомогою порошкового дроту діаметром 13 мм, який складається з подрібненого губчастого титану фракцією до 2 мм і вмістом титану понад 92%, укладеного в оболонку зі сталі товщиною 0,5 мм. В 1 м дроту міститься 0,195 кг губчастого титану. Дріт змотується в бунт вагою до 1000 кг. Подача дроту в ківш проводиться за допомогою трайб-апарату. Швидкість подачі підбирається таким чином щоб розплавлення оболонки відбувалося в нижніх горизонтах ковша, що забезпечує розчинення титану безпосередньо в обсязі рідкої сталі виключаючи його контакт з покривним шлаком.

Порошковий дріт з губчатим титаном вводиться в сталь зі швидкістю 150-300 м/хв. Це забезпечувало плавлення дроту і вивільнення титану в нижніх горизонтах ківшу. При малій швидкості введення дроту з титаном (60-80 м/хв),

дріт розплавляється в верхніх шарах ківшу, що призводить до зниженого та нестабільного ступеня засвоєння титану. Заміна феротитану на губчатий титан також підвищує ступінь засвоєння титану. Легування титаном проводиться на агрегаті УПК після доведення сталі по алюмінію.

Плавки з введенням титанового порошкового дроту в кінці позапічної обробки характеризуються більш високим та стабільним засвоєнням титану. Середнє засвоєння титану губчастого становить 73%, а при використанні феротитану тільки 46%.

В процесі плавок встановлена залежність засвоєння титану від таких технологічних факторів як тривалість продувки (рис. 4.5) і вміст алюмінію в сталі перед введенням титану (рис. 4.6). Збільшення тривалості продувки сталі в ковші аргонном призводить до збільшення окислення титану і, відповідно, до зниження ступеня його засвоєння [25].

Збільшення вмісту алюмінію в сталі перед введенням титану призводить до зниження окислення титану, тому що окислюється в першу чергу алюміній. Це забезпечує збільшення ступеню засвоєння титану при більш високому вмісті алюмінію в сталі перед введенням титану [27].

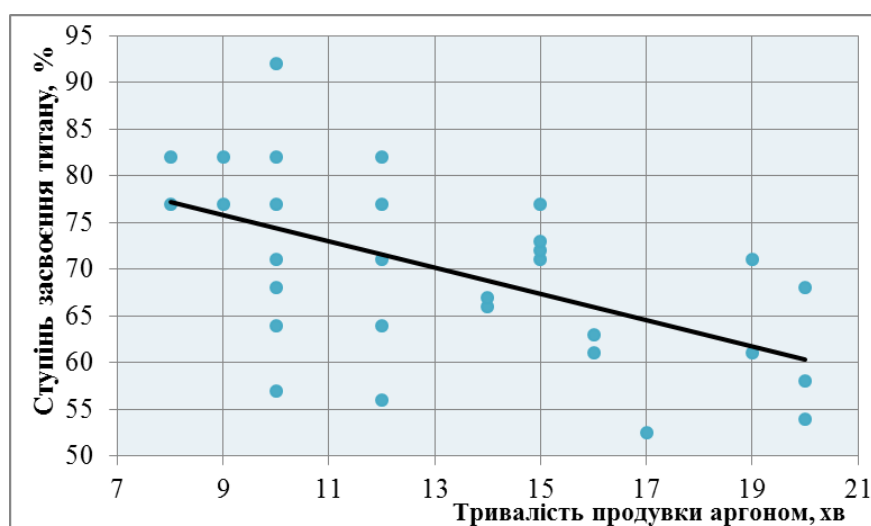


Рисунок 4.5 – Залежність ступеня засвоєння титану від тривалості продувки аргонном

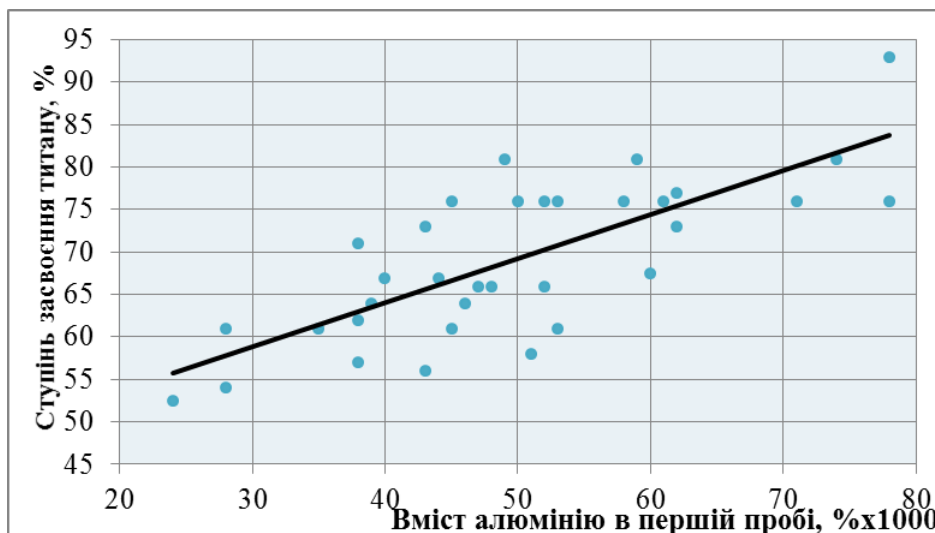


Рисунок 4.6 – Залежність ступеня засвоєння титану від вмісту алюмінію

При підвищеній температурі металу, окислення введеного титану збільшується і, відповідно, знижується ступінь його засвоєння. У той же час, більш висока температура металу забезпечує швидке розчинення титанової губки. Очевидно, оптимальна температура металу в ковші, яка забезпечує швидке розчинення титанової губки і високий ступінь засвоєння титану, знаходиться в межах 1600...1605 ° С (рис 4.7).

Виходячи зі знайдених залежностей впливу технологічних факторів на ступінь засвоєння титану, встановлено оптимальний варіант введення порошкового дроту з титановим наповнювачем. Для забезпечення максимального засвоєння титану необхідно проводити легування після попередньої доводки металу в ковші. Після введення титанового дроту необхідно робити усереднювальну продувку аргоном протягом 1-2 хв.



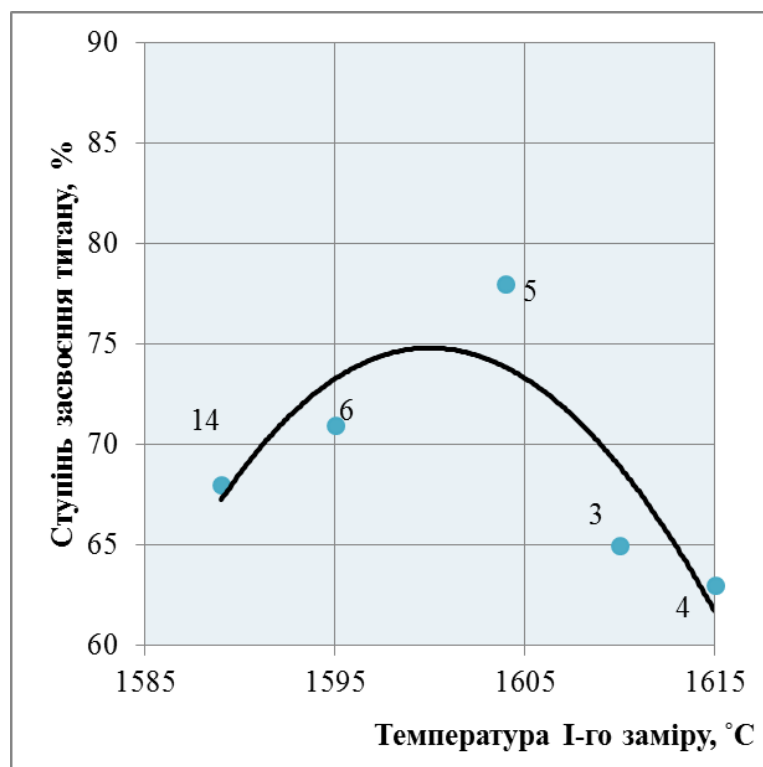


Рисунок 4.7 – Залежність ступеня засвоєння титану від температури металу

Було проведено дослідні плавки з введенням порошкового дроту з титаном в кінці позапічної обробки, які показали більш високе засвоєння титану (рис. 4.8). Середнє засвоєння титану на дослідних плавках становить 73%, в той же час на порівняльних плавках з використанням феротитану ФТи70 в шматках – тільки 46%.

Крім того, відмічається зменшення нестабільності вмісту титану у порівнянні з середньозаданим значенням (рис. 4.9).

Близько 80% плавок показали вміст титану в готовій сталі 0,014–0,017 %. Відхилення від середнього вмісту титану на дослідних плавках становить 0,003% на порівняльних – 0,004%.

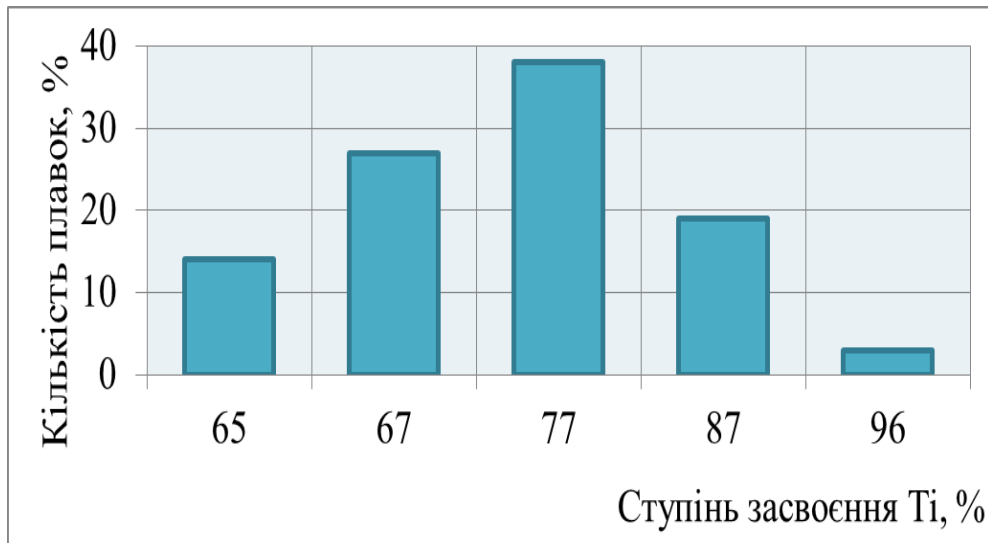


Рисунок 4.8 – Розподіл ступеню засвоєння титану на дослідних плавках [26]

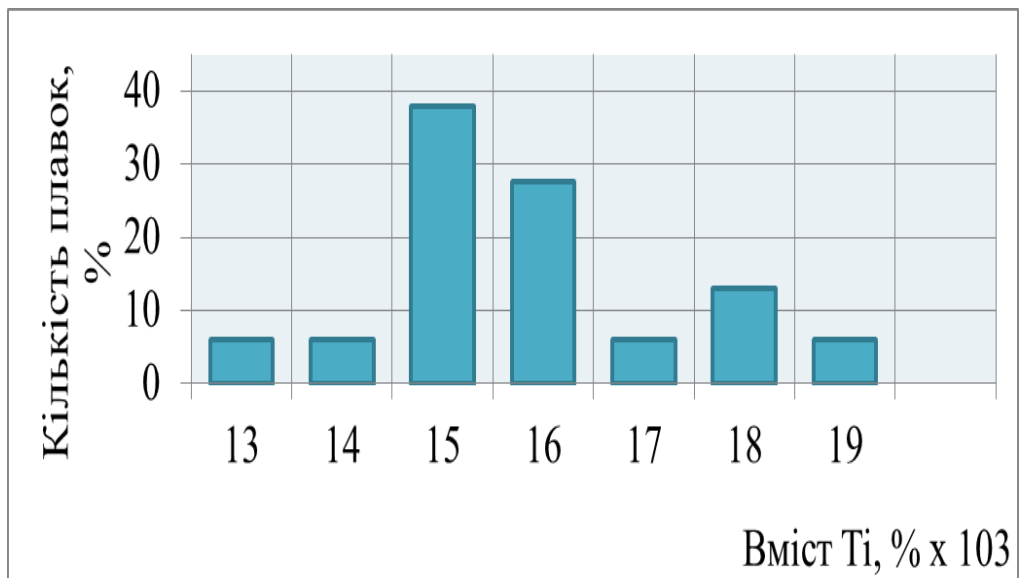


Рисунок 4.9 – Частотна характеристика розподілу вмісту титану в готовій сталі

Встановлена тривалість продувки забезпечує рівномірний розподіл титану в обсязі ковша, що підтверджується контрольними пробами.

Отже, мікролегування сталі титаном за допомогою порошкового дроту, що містить губчастий титан, забезпечує більш високе засвоєння титану сталлю.

Даний спосіб забезпечує отримання заданого вмісту титану в сталі в вузьких межах порівняно з мікролегуванням сталі кусковими феросплавами.

Використання для мікролегування сталі порошкового дроту з губчастим титаном також економічно доцільно, оскільки засвоєння титану в порівнянні з присадкою кускового феротитану збільшується з 46% до 73% [27].

#### 4.4 Розливання сталі

У промисловості процес безперервного розливання здійснюється в основному на машинах вертикального, криволінійного та радіального типів.

Застосування радіальних машин дозволяє значно зменшити висоту будівлі цехів. Крім того, радіальні МБЛЗ дешевші, доступніші для ремонту і мають більшу продуктивність [9,28].

##### 4.4.1 Теплоізоляція поверхні розплаву теплоізолюючою сумішшю

Перед подачею плавки на МБЛЗ поверхню розплаву в сталерозливних ківшах покривають рівномірним шаром теплоізолюючої суміші товщиною 30-50 мм (візуально). Для сталей з вмістом вуглецю понад 0,05 % рекомендовано використання теплоізоляційної суміші ТІС-2М (виробництва НПП «Техмет») в кількості 1 кг/т (табл. 4.4).

Таблиця 4.4 – Хімічний склад суміші ТІС-2М

С	СаО	MgO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Na <sub>2</sub> O + K <sub>2</sub> O	(СаО+MgO)/SiO <sub>2</sub>
15 – 20	28 – 33	15 – 20	10 – 15	н.б. 5	н.б. 3	3,0 -3,5

Після утеплення поверхні металу теплоізолюючою сумішшю обробка рідкого металу на установках позапічного доведення не проводиться [29].

#### 4.4.2 Технологія розливання сталі на МБЛЗ

По команді змінного майстра відкривають шиберний затвор, попередньо приєднавши захисну трубу, і починають наповнення проміжного ківшу.

При рівні металу в проміжному ківші 5 т, в район стопору подають шлакоутворюючу суміш «Glutin Slag CAM» в кількості 200 кг і включають подачу аргону на захисну трубу (50-70 л/хв.). При наповненні проміжного ківшу до рівня 10-12 т, відкривають стопор і починають наповнення кристалізаторів.

Час наповнення кристалізатора повинен складати 4 с на кожні 100 мм ширини кристалізатора (але не менше 40 с).

При досягненні рівня металу в кристалізаторі верхньої кромки вихідних отворів склянки в кристалізатор подають шлакоутворюючу суміш.

Після доведення рівня металу в кристалізаторі до 70-100 мм від верхньої кромки мідних плит по команді старшого розливальника і майстра запускають машину (кнопка «Пуск» на РМР (OS1)). Одночасно з пуском машини запускають механізм хитання кристалізатора.

Під час розливання необхідно контролювати глибину рідкої фази безперервнолитого сляба. Рідка фаза повинна розташовуватися не глибше 30 м. Мінімальна швидкість розливання – 0,8 м/хв (для товщини 300 мм – 0,6 м/хв). Допускається розливання зі швидкістю 0,6 м/хв не більше 5 хв (крім товщини 300 мм).

Збільшення і зниження швидкості розливання здійснюють плавно ( $\pm 0,1$  м/хв за 10-15 с).

При перевищенні максимальної температури на кожні 5°C максимальну швидкість розливання знижують на 10% від максимально допустимої при нормальній температурі сталі в промковші. Заміри температури в серії здійснюють після випуску із сталерозливного ківшу 45-50 т і вдруге – після випуску 150 т сталі. Третій вимір температури при необхідності здійснюють за вказівкою майстра розливання або старшого розливальника.

При просуванні затравки і сляба в струмку, по черзі включаються зони вторинного охолодження – при досягненні головної частини сляба відповідної зони вторинного охолодження.

Оператор ГПУ контролює відстань, що залишилася до відділення затравки, готовність видільного ролика і підйомника. У процесі розливання оператор ГПУ веде технологічний журнал розливання, контролює справність всіх механізмів і систем МБЛЗ, правильність охолодження кристалізатора, режимів охолодження в ЗВО і режимів обтиску, використовуючи дані систем 1-го і 2-го рівня АСУ ТП.

Різниця температур води на вході і виході з кристалізатора не повинна перевищувати 10 °С. Температура води на вході в кристалізатор не повинна перевищувати 35 °С.

Під час розливання здійснюють подачу суміші в кристалізатор невеликими порціями, рівномірно розсипаючи по поверхні сталі. Бурління в кристалізаторі, дзеркалу металу і почервоніння великої площі покривного шлаку не допускається.

При зятягуванні склянки-дозатора проміжного ківшу і неможливості забезпечити необхідні масові витрати сталі допускається проводити заміну склянки з «промиванням» стакана-дозатора киснем.

За один метр до мірної довжини починають плавно знижувати швидкість з робочої до 0,6 м/хв. При досягненні мірної довжини сляба закривають стопор, знижують швидкість розливання до 0,2 м/хв. (кнопка «Повільний хід» на РМР (OS1)).

Після промивання встановлюють в робоче положення новий стакан, відкривають стопор і виводять пояс з кристалізатора на швидкості 0,4 м/хв, при цьому відновивши суміш в кристалізаторі. Далі плавно розганяють струмок до швидкості 0,8 м/хв і відливання на цій швидкості 2 хв, виводять струмок на робочу швидкість.

Для визначення хімічного складу сталі під час розливання відбір проб здійснюють пневмовакуумним пробовідбірником з-під металу під кутом не менше 90°. Проба повинна бути щільною без тріщин, шлакових включень тощо.

Проба відправляється в експрес-лабораторію пневмопоштою. Після отримання хімічного аналізу, склад сталі заноситься в паспорт плавки.

Забороняється розливати на МБЛЗ сталь із вмістом сірки більше 0,025 %, а також якщо сумарний вміст сірки і фосфору перевищує 0,035 %.

В момент появи шлаку в струмені шибєрний затвор закривають, знімають захисну трубу і розворотом ППС замінюють розлитий стальковш на новий.

Під час заміни стальковшу рівень металу в проміжному ківшу не повинен опускатися нижче 35 т.

В процесі розливання на ділянці газового різання сляб розрізають на мірні довжини відповідно до замовлень. Після того сляби передаються на стіл штабелера.

Далі відбувається заміна ківшу, після закінчення розливання сталі відбувається етап виведення струмка на кінець розливки.

Порядок виведення струмка:

- за 2-3 м до мірної довжини або до закінчення розливання з промківшу припиняють подачу суміші в кристалізатор;
- за 1 м до мірної довжини або до закінчення розливання з промківшу швидкість знижують до 0,8 м/хв (для товщини 300 мм – 0,5 м/хв), управління стопорним механізмом переводять в ручний режим, совками видаляють шлак з кристалізатора;
- при досягненні мірної довжини сляба або рівня в промковші 10-15 т, закривають стопор промковшу, стакан-дозатор перекривають «заглушкою», включають на РМР режим «Кінець розливання» і швидкість розливання роблять 0,2 м/хв;
- не допускається попадання в кристалізатор шлаку з промковшу, його необхідно повністю видалити з кристалізатора;

– верхній шар металу в кристалізаторі перемішують загнутою трубкою до усадки сляба, після чого в кристалізатор подають воду в такій кількості, щоб відбувалося її повне випаровування, першу порцію води направляють на стінку кристалізатора;

– після того, як повністю сформувалася скоринка на головній частині сляба, виводять з кристалізатора сляб зі швидкістю до 0,6 м/хв і потім швидкість збільшують до робочої. Виводити з кристалізатора хвостову частину сляба з рідким металом забороняється.

Далі йде відключення приводу механізму хитання кристалізатора, вимикання секцій вторинного охолодження здійснюють в автоматичному режимі. Після виведення струмків необхідно повідомити про закінчення розливання. Після видачі останнього сляба на вихідну ділянку, закриваються засувки подачі аварійного охолодження кристалізатора, ЗВО і контуру машини [28-30].

Таким чином, раціональна технологія виробництва сталі марки 30ХГТ включає:

- виплавку напівпродукту в кисневих конвертерах з комбінованою продувкою;
- відсікання конвертерного шлаку на початку і кінці випуску плавки;
- рафінування металу твердою шлакоутворюючою сумішшю в ківші;
- розкислення й легування сталі в процесі випуску плавки з конвертера і на УДМ твердими прокаленими феросплавами;
- доведення за температурою й хімічним складом, модифікування сталі силікокальцієвим дротом;
- мікролегування металу титаном за допомогою порошкового дроту, який складається з подрібненого губчастого титану;
- розливання сталі на МБЛЗ радіального типу із захистом струменя й дзеркала металу від вторинного окислювання та із застосуванням водоповітряної системи охолодження слябів.

## ВИСНОВКИ

1. В роботі розглянуто властивості і склад сталі марки 30ХГТ, яка відноситься до низьколегованих хромомарганцевих конструкційних сталей і призначена для виготовлення покращуваних деталей, до яких пред'являються вимоги високої міцності, в'язкої серцевини, високої поверхневої твердості; що працюють при високих швидкостях та підвищених питомих тисках за високих ударних навантажень

2. Механічні властивості прутків зі сталі марки 30ХГТ є такими: межа короткочасної міцності  $\sigma_B \geq 1470$  МПа, межа текучості  $\sigma_T \geq 1275$  МПа, відносне подовження – 9 %, відносне звуження – 40 %, ударна в'язкість при 20 °С – 590 кДж/м<sup>2</sup>. Сталь марки 30ХГТ відноситься до покращуваних сталей, які підлягають цементації. Метою цієї операції є отримання твердої зносостійкої поверхні за рахунок збагачення поверхневого шару вуглецем до концентрації 0,8–1,2 % і наступним загартуванням з низьким відпуском. Цементация і наступна термічна обробка одночасно підвищують зносостійкість і межу витривалості.

3. В роботі проведено розрахунок матеріального балансу виплавки сталі в кисневому конвертері. Результати розрахунку показали, що для виплавки 1 т сталі марки 30ХГТ необхідно завантажити в конвертер 821 кг рідкого чавуну, 259 кг сталевого брухту; 59,184 кг вапна; 3,24 кг плавикового шпату; феросплавів – феросиліцію ФС45 – 6,67 кг; феромарганцю ФМн88 – 10,05 кг; ферохрому ФХ100Б – 20,51 кг, алюмінію АВ97 – 0,443 кг.

4. Проведено розрахунок теплового балансу плавки, який показав, що основними статтями приходу тепла є теплота рідкого чавуну (57,84 %) і енергія екзотермічних реакцій окислення домішок (38,3 %), а витрат – корисна енергія сталі (75,7 %), шлаку (15,0 %), теплові втрати з газами (7,8 %). Розрахунок показав, що нестача тепла конвертерної плавки складає 2748,73 кДж. Тому на 1



т сталі необхідно ввести коксового дріб'язку 0,109 кг, а на всю плавку при ємності конвертеру 300 т необхідно 327 кг.

5. Розроблено технологічні режими виплавки, позапічного доведення і розливання конструкційної хромомарганцевої сталі марки 30ХГТ.

6. Виплавка сталі проводитиметься в кисневому конвертері з комбінованою продувкою. Це дає наступні переваги: збільшення частки брухту до 30 % за рахунок застосування часткового допалювання газів; підвищення виходу придатного (на 0,5 %) у результаті зниження кількості заліза в шлаку; поліпшення умов перемішування ванни, що дозволяє підвищити точність «попадання» у задані межі хімічного складу й температури, а отже скоротити тривалість плавки; зниження вигару марганцю й підвищення його залишкового вмісту в сталі у середньому на 0,1 %, що призводить до зменшення витрати феромарганцю на 0,15 кг/т; зменшення вмісту газів і неметалічних включень у металі в результаті флотаційної дії пухирців інертного газу; поліпшення засвоєння вапна.

7. Технологія позапічної обробки сталі марки 30ХГТ включає: десульфуріацію металу за допомогою ТШС, яка містить 50 % CaO, 36 % Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 10 % SiO<sub>2</sub>, 3 % MgO, у кількості 10 кг/т сталі; продувку металу аргоном через донні пористі пробки з витратою 22-90 м<sup>3</sup>/год., яка застосовується для гомогенізації і охолодження металу, активного видалення неметалевих включень і газів, та прискорення реакцій між металом і шлаком. В роботі визначені параметри продувки металу: час продувки для досягнення 95%-вої гомогенізації складає 3 хв., а зниження концентрації газів в рідкому розплаві при продувці – водню на 33 %, азоту на 25 %.

8. Проведені розрахунки необхідної кількості модифікатору СК30 для зниження вмісту сірки і кисню, трансформації НВ та покращення оброблюваності металопрокату зі сталі марки 30ХГТ. За умови введення силікокальцію у вигляді дроту трайб-апаратом на 300-т ківш потрібно 30 кг сплаву, або 113 м дроту.

9. Запропоновано проведення мікролегування сталі титаном за допомогою порошкового дроту діаметром 13 мм, який складається з подрібненого губчастого титану фракцією до 2 мм і вмістом титану понад 92%. Встановлено вплив окремих технологічних факторів на ступінь засвоєння титану – мікролегування слід проводити при відносно низьких температурах, вмісті алюмінію в сталі більше 0,022%, оптимальній тривалості продувки аргоном. Середнє засвоєння титану при запропонованій технології введення стабілізується і становить 73%, його витрати знижуються на 10-15%.

10. Після позапічної обробки проводиться утеплення поверхні металу теплоізолюючою сумішшю ТІС-2М і ківш з металом передається у відділенні безперервного розливання. Розливання виплавленої сталі планується проводити з використанням МБЛЗ радіального типу, що дає наступні основні переваги: значне скорочення витрат металу на 1т готовій продукції в результаті зменшення відходів донної й головної частини зливків з 12-35 % до 3-5 %; підвищення якості поверхні і стабільності механічних властивостей сталі; поліпшення умов праці; зниження капітальних і експлуатаційних витрат.

## ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Економічний огляд металургійної галузі України. *Рейтинг: бізнес в офіційних цифрах*: веб-сайт. URL: <https://rating.zone/ekonomichnyj-ohliad-metalurhijnoi-haluzi-ukrainy/>. (дата звернення 22.04.2022).
2. Worldsteel Association Steel Statistical Yearbook 2021. *Worldsteel Committee on Economic Studies*, 2022: веб-сайт. URL: <https://www.worldsteel.org/steel-by-topic/statistics/steel-statistical-yearbook.html>. (дата звернення 25.04.2022).
3. Виробництво сталі в Україні за підсумками 2021 року. *Металургпром* : веб-сайт. Режим доступу: <https://metallurgprom.org/news/ukraine/10700-proizvodstvo-stali-v-ukraine-po-itogam-2021-goda-vyroslo-na-33.html> (дата звернення 25.04.2022).
4. Гольдштейн М. И., Грачев С. В., Векслер Ю.Г. Специальные стали: учебник для вузов. Москва, 1999. 408 с.
5. ДСТУ 7806-2015. Прокат із легованої конструкційної сталі. Технічні умови. [Чинний від 1.04.2016]. Київ : ДП УкрНДНЦ, 2016. 46 с.
6. Сталь марки 30ХГТ. *Марочник стали и сплавов* : веб-сайт. URL: [http://www.splav-kharkov.com/mat\\_start.php?name\\_id=3080](http://www.splav-kharkov.com/mat_start.php?name_id=3080) (дата звернення 30.04.2022).
7. Авдеев В. А., Друян В. М., Кудрин Б. И. Основы проектирования металлургических заводов : справочное издание. Москва, 2002. 464 с.
8. Колпаков С. В., Старов Р. В., Смоктий В. В. Технология производства стали в современных конвертерных цехах. Москва, 1991. 464 с.
9. Воскобойников В. Г., Кудрин В. А., Якушев А. М. Общая металлургия: учебник для вузов. Москва, 2005. 768 с.
10. Выплавка стали в 300-т конвертере. ВТИ 229-СТ ККП-0118-138-2007. ОАО «Алчевский металлургический комбинат». Алчевск, 2007. 48 с.
11. Бигеев А. М., Бигеев В. А. Металлургия стали : учебник. Магнито-

горск, 2000. 544 с.

12. Гаврилко С. О. Теорія і технологія сталеплавильного виробництва : навч.-метод. посібник. Запоріжжя : ЗДІА, 2005. 120 с.

13. Бойченко Б. М., Охотський В. Б., Харлашин П. С. Конвертерне виробництво сталі: теорія, технологія, якість сталі, конструкції агрегатів, рециркуляції матеріалів і екології . Дніпропетровськ, 2004. 454 с.

14. Огнеупоры для промышленных агрегатов и топков : справочник в 2-х тт. Том 1. Производство огнеупоров / под ред. И. Д. Кашеева. Москва, 2000. 663 с.

15. Способы восстановления футеровки кислородного конвертера. *Украинская ассоциация сталеплавателей: информационный портал о черной и цветной металлургии* : веб-сайт. URL: [https:// www.uas.su/books/metstali/101/razdel101.php](https://www.uas.su/books/metstali/101/razdel101.php) (дата звернення 10.05.2022).

16. Воденніков С. А., Тарасов В. К., Воденнікова О. С. Конструкції агрегатів чорної металургії: навч. посібник. Запоріжжя, 2012. 192 с.

17. Чернятевич А. Г., Молчанов Л. С., Юшкевич П. О., Вакульчук В. В. Питання теорії і практики підвищення ефективності комбінованої продувки конвертерної ванни. *Теорія і практика металургії*. № 1-2. 2018. С. 83-95.

18. Мельник С. Г. Производство стали улучшенного качества с применением внепечной обработки. *Вестник Приазовского государственного технического университета*. Вип. 7. 1999. С.155-164

19. Величко О. Г., Стоянов О. М., Бойченко Г. М., Нізяєв К. Г. Технології підвищення якості сталі : підручник. Дніпропетровськ, 2016. 196 с.

20. Пройдак С. В., Камкін В. Ю., Купцова В. З. Технологія виплавки чистої сталі та особливості позапічної обробки. *Теорія і практика металургії*. № 3. 2019. С. 5-13.

21. Харлашин П. С. Теоретические основы сталеплавильных процессов: учебник. Київ : ІЗМН,1998. 306 с.

22. Казачков Е. А. Расчеты по теории металлургических процессов : учеб.

посobie для вузов. Москва : Металлургия, 1988. 288 с.

23. Вихлевщук В. А., Харакулах В. С., Бродский С. С. Ковшевая доводка стали. Днепропетровск, 2005. 190 с.

24. Ковальов Г. М. Позапічна обробка чорних металів : навчальний посібник. Донецьк : ДонГТУ, 1997. 213 с.

25. Орличенко М. П., Костыря И. Н. Влияние технологии микролегирования стали титаном на степень его усвоения. *Сталеплавильное производство*. №9 (261). 2016 С. 8-15

26. Назюта Л. Ю. Раскислительная способность титана в жидком железе. *Бюллетень НТИ*. № 9. 2015. С. 49–55.

27. Рабинович А. В., Трегубенко Г. Н, Тарасьев М. И. Теоретические основы и технология оптимального микролегирования стали азотом, титаном и алюминием. *Зб. наукових праць «Сучасні проблеми металургії»*. Т. 7: Дніпропетровськ, Системні технології, 2004. С. 97–107.

28. Смирнов А. Н., Пилюшенко В. Л., Минаев А. А. Процессы непрерывной разливки : учеб. пособие: Донецк, 2002. 536 с.

29. Опыт применения универсальных теплоизолирующих смесей для промежуточного ковша / А. П. Кривенко и др. *Сталь*. № 11. 2007. С. 13-16.

30. Технологическая инструкция ТИ 229-ПЗ «Производство непрерывных слябов». Алчевск, 2006. 51 с.

31. Воденніков С. А., Нестеренко Т. М., Воденнікова О. С. Бакалаврська робота : методичні вказівки до написання та оформлення випускної кваліфікаційної роботи бакалавра для студентів ЗДІА спеціальності 136 «Металургія» галузі знань 13 «Механічна інженерія» денної та заочної форм навчання. Запоріжжя, 2017. 68 с.

