

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

ІНЖЕНЕРНИЙ НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ІНСТИТУТ ІМ. Ю.М.ПОТЕБНИ

Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота / проект

перший (бакалаврський)

(рівень вищої освіти)

До  
12.08.23р.

на тему Вдосконалення технології обробки сталі аргоном в двохванному  
сталеплавильному агрегаті

Виконав: студент IV курсу, групи 6.1360-с  
спеціальності 136 Металургія

(код і назва спеціальності)

освітньої програми Металургія

(код і назва освітньої програми)

спеціалізації \_\_\_\_\_

(код і назва спеціалізації)

В.В.Белоус

(ініціали та прізвище)

Керівник доц., к.т.н., доц. Кириченко О.Г.

(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Рецензент доц., к.т.н., доц. Нестеренко Т.М.

(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Запоріжжя

2023

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

Кафедра Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки


Рівень вищої освіти перший (бакалаврський)

Спеціальність 136 Металургія  
(код та назва)

Освітня програма Металургія  
(код та назва)

Спеціалізація \_\_\_\_\_  
(код та назва)

**ЗАТВЕРДЖУЮ**

Завідувач кафедри \_\_\_\_\_  
«29» грудня 2022 року 

**З А В Д А Н Н Я**  
**НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ/ПРОЕКТ СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)**

\_\_\_\_\_ Белоусу Вадиму Володимировичу  
(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проекту) Вдосконалення технології обробки сталі аргоном в двохванному сталеплавильному агрегаті

керівник роботи Кириченко Олексій Геннадійович, к.т.н., доц.  
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затвержені наказом ЗНУ від « 29 » грудня 2022 року № 1893-с

2 Строк подання студентом роботи 16.06.2023









3 Вихідні дані до роботи Вдосконалити технологію обробки сталі аргоном в двохванному сталеплавильному агрегаті

4 Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити)

Реферат; вступ; 1 Загальна частина; 2 Конструкційна частина; 3 Технологічна частина; 4 Охорона праці та техногенна безпека; Висновки; Перелік джерел посилання

5 Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень) креслень

## 6 Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1 Загальна частина	Кириченко О.Г., доцент		
2 Конструкційна частина	Кириченко О.Г., доцент		
3 Технологічна частина	Кириченко О.Г., доцент		
4 Охорона праці та техногенна безпека	Кириченко О.Г., доцент		


7 Дата видачі завдання \_\_\_\_\_

## КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Вступ, реферат	12.06-18.06.2023	
2	1 Загальна частина	15.05-21.05.2023	
3	2 Конструкційна частина	22.05-28.05.2023	
4	3 Технологічна частина	29.05-04.06.2023	
5	4 Охорона праці та техногенна безпека	05.06-11.06.2023	
6	Висновки, перелік джерел посилання	12.06-18.06.2023	

Студент  (підпис) В.В.Белоус (ініціали та прізвище)Керівник роботи (проекту)  (підпис) О.Г.Кириченко (ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер  (підпис) Ю.О.Белоконь (ініціали та прізвище)



Запропонована технологія рекомендується для дослідно-промислових випробувань в умовах сталеплавильних підприємств України.

## ЗМІСТ

	С.
Вступ .....	7
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА .....	10
1.1 Оцінка термодинамічних можливостей отримання в подових агрегатах сталі з низьким вмістом вуглецю .....	10
1.2 Розробка конструкції дутт'євих пристроїв19.....	19
1.2.1 Розробка вихідних вимог до системи подачі аргону для продувки металу ДСПА-1 .....	19
1.2.2 Проект системи подавання аргону для продувки ванни в ДСПА-1 .....	26
1.3 Аналіз взаємозв'язку основних технологічних факторів виплавки сталі 08Ю з механічними властивостями листа .....	26
2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА .....	31
2.1 Схема та влаштування мартенівської печі .....	31
2.2 Технологія плавлення металу .....	35
2.3 Конструкція двохванних печей .....	39
2.4 Актуальність мартенівського процесу у 21 столітті: плюси і мінуси .....	42
3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА .....	43
3.1 Властивості та призначення сталі марки 08Ю.....	43
3.2 Розробка технології виплавки низьковуглецевої сталі в ДСПА з перемішуванням ванни аргонем перед випуском плавки.....	49
3.2.1 Визначення основних технічних положень щодо організації післяпродувочного перемішування ванни аргонем .....	49
3.2.2 Дослідження поведінки домішок металу і компонентів шлаку .....	51
3.2.3 Оцінка впливу режиму продувки на зміну температури ванни .....	53
3.2.4 Визначення оптимальної витрати аргону.....	54
3.2.5 Оцінка впливу продувки ванни аргонем на зміну величини угару і витрати феросплавів.....	55
3.2.6 Визначення раціональної концентрації вуглецю в металі перед початком продувки .....	58

3.3 Розробка технологічної інструкції продувки аргоном ДСПА.....	60
3.4 Дослідження впливу продувки металу аргоном перед випуском плавки на якість сталі .....	61
3.5 Розрахунок матеріального балансу плавки в двохванній сталеплавильній печі .....	64
4 Охорона праці та техногенна безпека.....	79
4.1 Аналіз потенційно шкідливих і небезпечних чинників в пічному прольоті мартенівського цеху.....	79
4.2 Розробка заходів захисту від впливу небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища мартенівського цеху .....	82
4.3 Заходи з електробезпеки .....	83
4.4 Заходи пожежної безпеки .....	85
4.5 Технічні рішення виробничої санітарії.....	85
4.5.1 Опалення та вентиляція цеху.....	85
4.5.2 Освітлення виробничих приміщень.....	86
Висновки.....	87
Перелік джерел посилання.....	91

## ВСТУП

Як відомо зі світової практики, основна кількість низьковуглецевих сталей для глибокої витяжки для виробництва тонколистового холоднокатаного прокату виплавляється в конвертерах з верхньою та комбінованою продувкою з подальшою позапічною обробкою і розливанням на МБЛЗ [1].

У той же час за умов, що склалися в металургійній галузі України, основне виробництво металопродукції для глибокої витяжки, в тому числі для автомобілебудування, здійснюється на підприємствах, де встановлені мартенівські і двохванні (подові) агрегати [2].

Практика зарубіжних і вітчизняних заводів виробників сталі для глибокого штампування показала, що властивості холоднокатаної смуги в значній мірі визначаються способом виплавки, зовнішньої обробки, розливання, хімічним складом сталі та її чистотою по неметалевим включенням.

Основна відмінність сталі 08Ю, виплавленої в мартенівських і двованних печах, від виробленої в конвертерах, полягає в різних вмістах вуглецю, марганцю, азоту, сірки і кисню.

Сталі 08Ю, виплавлені в подових агрегатах, мають більш високий вміст вуглецю на випуску 0,05-0,07 % і сірки 0,020-0,025 %. Вміст марганцю та азоту в готовому металі також більш високий: 0,25-0,35 і 0,007-0,008 %.

Оскільки вуглець, марганець і азот, утворюючи в металі розчини впровадження та заміщення, зміцнюють метал на стадіях прокатного переділу, то внаслідок високого їх вмісту в сталі, виплавленої в подових агрегатах, вихід придатного холоднокатаного листа високих категорій витяжки ВОСВ і ОСВ після відпалу істотно нижче по порівнянню з конвертерним металом.

Узагальнення результатів аналізу про вплив хімічної властивості сталі на пластичні і витяжні властивості холоднокатаного автолиста, отриманих у світовій практиці, свідчать про те, що для категорії витяжки ВОСВ і ОСВ вміст вуглецю в сталі не повинен перевищувати 0,02-0,04 % [7].



У той же час отримання вмісту вуглецю в зазначених межах в мартенівських і двохванних печах з продувкою ванни киснем призводить до переокислення металу і шлаку.

Випуск переокислення металу в ківш вимагає для розкислення сталі підвищених витрат марганцевих феросплавів і алюмінію (внаслідок підвищеного угару цих матеріалів), що, в свою чергу, призводить до забруднення злитків неметалевими включеннями - продуктами розкислення.

Зважаючи зазначених причин технологічними інструкціями обмежується вміст вуглецю, нижче якого забороняється проводити продування ванни киснем. Так, технологічна інструкція комбінату «Запоріжсталь» «Виплавка сталі в двохванних печах» вимагає припинення продувки ванни киснем при вмісті вуглецю в металі не менше 0,07 % при виплавки сталі 08Ю. Цим же пунктом допускається продувка металу до більш низького вмісту вуглецю за умови зняття надлишкової окисленості металу і шлаку шляхом введення в піч або в ківш вуглецевих матеріалів.

У той же час очевидно, що практика введення в метал вуглецевих матеріалів для зниження окисленості низьковуглецевої сталі може супроводжуватися науглецюванням металу і отже збільшенням концентрації вуглецю в готовій сталі.

Для вирішення проблем виробництва холоднокатаного листа високих категорій витяжки для автомобілебудування України передбачалося спорудження на комбінаті «Запоріжсталь» комплексу конвертерного цеху з конвертерами комбінованої продувки, позапічною обробкою, що включає вакуумування, розливу сталі на МБЛЗ та ін. Однак, спорудження цього комплексу відкладено на невизначені терміни.

У зв'язку з останнім, для задоволення все зростаючих вимог споживачів до рівня технологічних властивостей прокату, назріла необхідність розробки нових варіантів технології виплавки сталі в подових агрегатах, що забезпечують отримання металу підвищеної якості і насамперед з вмістом вуглецю 0,05 % і менше.

Одним з ефективних способів, що забезпечують зменшення вмісту вуглецю в розплаві до низьких значень без переокислення металу і шлаку, може бути позаагрегатна обробка ванни подових печей нейтральним газом по завершенні основної кисневої продувки за аналогією комбінованого конвертерного процесу з подачею через днище інертного газу.

Завданням цієї роботи є розробка технології виплавки на ДСПА низьковуглецевої сталі з обробкою металу аргонем в печі перед випуском плавки з метою поліпшення якості тонколистового прокату для потреб автомобільної промисловості.

## 1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

### 1.1 Оцінка термодинамічних можливостей отримання в подових агрегатах сталі з низьким вмістом вуглецю

Як відомо зі світової практики, для виробництва холоднокатаної смуги особливо високого штампування, в сталі слід знижувати вміст всіх основних елементів (вуглецю, марганцю, сірки, фосфору, кремнію, азоту), зміцнюючих метал і знижуючих показники нормальної пластичної анізотропії та деформаційного зміцнення. При цьому ступінь впливу вмісту вуглецю і азоту, що утворюють розчини впровадження, з одного боку, кремнію, марганцю і фосфору, що утворюють розчини заміщення, з іншого боку, різні. Як випливає з літературних джерел, найбільшу зміцнюючу здатність мають домішки впровадження (вуглець, азот).

Чистота металу по неметалевих включеннях пов'язана з вмістом сірки в металі і його окисленням. Підвищення вмісту сірки і кисню вимагає підвищених витрат марганцю і алюмінію, що приводить надалі до підвищеного забруднення злитків і слябів і, в подальшому, до дефектів по гарячій (рвана кромка) і холодній (полону) прокатці і в кінцевому підсумку до зменшення виходу придатного.

Таким чином, умови сталеплавильного переділу є найголовнішими як у забезпеченні якості і споживчих властивостей сталі, так і в підвищенні виходу придатної продукції.

Узагальнення результатів аналізу впливу концентрації вуглецю на пластичні і витяжні характеристики холоднокатаного автолиста свідчить про те, що для категорії витяжки ВОСВ і ОСВ його концентрація на випуску не повинна перевищувати 0,02-0,04%.

Отримання концентрацій вуглецю в зазначених межах в мартенівських і двованних агрегатах з продувкою ванни киснем призводить до значного переокислення металу. Дані окисленості металу на випуску при різних

способах виплавки сталі показують, що при веденні плавки в мартенівській печі з продувкою ванни киснем до вмістів вуглецю 0,04-0,05%, вмісту кисню в металі знаходиться в межах 0,08-0,10%, що вище, ніж в металі отриманому киснево-конвертерний процесом. Найбільш низькі концентрації кисню - в межах 0,04-0,05% забезпечуються при комбінованому конвертерному процесі з подачею через днище нейтральних газів [12].

Практика виплавки сталі в подових агрегатах показує, що при вказаних вище концентраціях вуглецю на випуску має місце не тільки переокислення металу, але і підвищений вміст оксидів заліза в пічному шлаку, що досягають у двохванних печах 30-40%.

Зважаючи на це технологічними інструкціями обмежується вміст вуглецю, нижче якого забороняється проводити продування ванни подових агрегатів киснем. Практика введення в метал вуглецевих матеріалів для зниження окисленості металу показала, що при цьому має місце його навуглецювання і відповідно підвищення вмісту вуглецю в готовій сталі.

Випуск переокисленого металу в ківш вимагає підвищених витрат марганецьвмісних феросплавів і алюмінію для його розкислення, що призводить до додаткового забруднення злитків неметалевими включеннями - продуктами розкислення. Крім того, на плавках з продувкою ванни киснем до вмістів вуглецю 0,04-0,05% збільшується частка не потрапляння в задані межі з утримання марганцю. На ряду з цим, підвищена витрата феромарганцю (в даний час, як правило, використовується високовуглецевий з вмістом вуглецю до 7%) може призвести до збільшення вмісту вуглецю в готовій сталі на 0,01-0,03%, так як угар вуглецю з феромарганцю значно нижче, ніж марганцю. Останній фактор ускладнює отримання стабільно низьких вмістів вуглецю в готовій сталі (0,05% і менше).

У зв'язку з викладеним, одним з найбільш ефективних способів, що забезпечує зниження вмісту вуглецю в розплаві до низьких значень (менше 0,05%) при одночасному зменшенні окисленості металу і шлаку, може бути позаагрегатна обробка ванни подових печей нейтральним газом (аргоном), при

якій створюються умови для окислення вуглецю в кінці плавки за рахунок кисню, розчиненого в розплаві, внаслідок перемішування його вдуваним аргоном [4].

При виплавці в подових агрегатах сталі з досить низьким вмістом вуглецю 0,04% і менше, розроблені для конвертерного виробництва рішення, у тому числі з організації післяпродувочного перемішування ванни нейтральними газами, не можуть бути повною мірою використані, оскільки продувках слабоокисленими або нейтральними газами практично може бути здійснена тільки зверху. Крім того, геометричні параметри ванни (відношення площі ванни до її глибини) в подових агрегатах приблизно в 3-5 разів більше, ніж у конвертерах, що не може не надати негативного впливу на умови перебігу масообмінних процесів у період післяпродувочного перемішування розплаву нейтральними газами. Слід також зазначити, що при продувці конвертерної ванни нейтральним газом зверху хвилинна витрата його на тонну металу може бути істотно вищою, ніж в подовій печі, що обумовлено конструктивною особливістю агрегату і більшою пропускною здатністю газотрубопроводів і продувочної фурми.

Тому на першому етапі виконання роботи була проведена оцінка термодинамічних можливостей отримання в подових агрегатах сталі з низьким вмістом вуглецю (0,05% і менше) без переокислення металу і шлаку, а також визначення особливості масообмінних процесів у ванні подових агрегатів при продування інертним газом зверху.

При інтенсивній продувці ванни киснем у двохванному сталеплавильному агрегаті може бути досягнута концентрація вуглецю на рівні 0,03-0,04%. Однак, при цьому значно зростає вміст кисню, який становить 0,13-0,12% відповідно, що на 0,047-0,057% (абс.) перевищує рівноважні концентрації з вуглецем. З термодинаміки відомо, що найбільш ефективним методом зниження концентрації кисню в металі в процесі його зневуглецювання є зменшення парціального тиску оксиду вуглецю [10].

Реакція вуглець-кисень при знижених парціальних тисках оксиду вуглецю:

$$[C]x[O] = \frac{0,0025}{760} \cdot P_{CO} = 3,3 \cdot 10^{-6} P_{CO}, \quad (1.1)$$

де  $P_{CO}$  - виражено в мм. рт. ст.

Зниження парціального тиску CO може бути забезпечено, наприклад, при продувці сталеплавильної ванни інертним газом.

Для розрахунку концентрації кисню в металі для низьких вмістів вуглецю (менше 0,1%) наводиться вираз:

$$[O] = \sqrt{\frac{4}{3} K \cdot P_{CO}} = 0,0575 \cdot \sqrt{P_{CO}}, \quad (1.2)$$

$$\text{де } K = \frac{1}{K_1};$$

$$\lg K_1 = \frac{1166}{T} + 2,07.$$

Отже, зменшення парціального тиску CO в системі метал-шлак-газова фаза веде до утворення оксиду вуглецю і зниження величини множення  $[C] \cdot [O]$ . Зменшення концентрації кисню в металі на величину  $\Delta[O]$  відповідає стехіометричному зниженню концентрації вуглецю:

$$\Delta[C] = \frac{3}{4} \Delta[O] = 0,75 \Delta[O] \quad (1.3)$$

При продувці сталі інертним газом на межі розділу бульбашки-метал розвивається реакція розкислення розплаву вуглецем з утворенням переважно оксиду вуглецю. Кількісні співвідношення між витратою інертного газу і концентрацій вуглецю і кисню для рівноважного процесу можуть бути підраховані за виразом:

$$Q = \frac{P}{16K_1 \left( [C]_0 - \frac{3}{4} [O]_0 \right)} \cdot \ln \frac{\left( [C]_0 - \frac{3}{4} [O]_0 + \frac{3}{4} [O] \right) \cdot [O]_0}{[C]_0 \cdot [O]} - \frac{1}{16} ([O]_0 - [O]), \text{ моль/100гр.} \quad (1.4)$$

де  $[C]_0$ ,  $[O]_0$  – концентрації вуглецю і кисню в сталі перед продувкою інертним газом, %;

$[O]$  - концентрація кисню після продувки, %.

Результати розрахунків [7] за виразом (1.4) показують, що при зупинці продувки киснем ванни подових агрегатів через фурми у склепіння при вмісті вуглецю 0,07% (як це рекомендується типовою технологічною інструкцією), концентрації кисню 0,075% (що відповідає середнім фактичним значенням) і необхідності отримання в металі на випуску низького вмісту вуглецю, наприклад 0,04%, подача в ванну нейтрального газу (аргону) при температурі розплаву 1620 °С термодинамічно може забезпечити вказаний вміст вуглецю при відносно невеликій і реально реалізованій на практиці витраті аргону на рівні 1,5 м<sup>3</sup>/т. Зниження концентрації вуглецю з зазначеного вище значення (0,07%) до більш низької величини, наприклад, до 0,02% ( $\Delta C = 0,05\%$ ) також термодинамічно можливо. Однак, як показали розрахунки, витрата аргону в цьому випадку зростає до 7,5 м<sup>3</sup>/т сталі, що на практиці важко здійсненне і значно погіршує економічні показники виробництва сталі [1].

Таким чином, аналіз термодинамічних можливостей використання нейтрального газу, що подається через фурми склепіння, для післяпродувочного перемішування ванни подових агрегатів показав можливість і доцільність застосування цього методу для отримання сталі з низьким вмістом вуглецю без переокислення розплаву. Слід зазначити, що для досягнення розрахункових показників необхідно забезпечити раціональний режим подачі нейтрального газу в ванну подових агрегатів (розосередження дуття, глибина занурення в розплав продувних фурм, хвилинний витрата, тривалість продувки і т. д.).

У практиці сталеплавильного виробництва застосовується кілька способів введення газів у ванну, яку умовно можна розділити на дві групи:

- газова фаза у вигляді вертикального або похилого струменя впроваджується в ванну через її дзеркало;

- газова фаза вводиться безпосередньо в ванну (через донні сопла або через стаціонарні сопла, встановлені в бічних стінках агрегату).

Спосіб підведення дуття здійснює досить суттєвий вплив на перемішування сталеплавильної ванни. Особливо сильний вплив на протікання масообмінних процесів у ванні спосіб підведення дуття надає при кисневої продувці, оскільки при окисленні з одного кубометра кисню, що вдувається, утворюється два кубометри оксиду вуглецю [16].

У разі продувки ванни при низьких концентраціях вуглецю тільки інертним газом різниця потужностей перемішування при верхній і донній подачі буде значно менше, так як реакція окислення вуглецю не отримує значного розвитку. При цьому заглиблення струменів інертного газу поз рівень металу сприяє зменшенню цієї різниці.

Крім того, введення інертних газів через донні або стаціонарні бічні сопла має ряд істотних недоліків - низьку вартість самих пристроїв і оточуючих вогнетривів, складну систему підведення і регулювання витрати газу, а також необхідність його вдування в усі періоди плавки, що призводить до не виправданого збільшення загальної витрати газу та додаткових втрат тепла.

На відміну від конвертерних процесів в подових агрегатах подача кисню зверху здійснюється розосереджено, як правило через три фурми склепіння, що в значній мірі дозволяє поліпшити перемішування ванни [14].

Найбільш перспективним і доцільним для післяпродувочного перемішування ванни нейтральним газом в подових агрегатах є використання для вдування аргону наявних на агрегаті верхніх водоохолоджуючих кисневих вертикально розташованих продувних фурм із заглибленням під умовний рівень спокійної ванни [16].

Глибина проникнення газового струменя в метал робить істотний вплив на величину використаної потужності ванни. Однак збільшення глибини занурення вертикальної фурми в метал лімітується умовами експлуатації (стійкістю, довжиною мірного наконечника, втратою тепла ванною і т. д.) [2].



Глибина нижнього рівня проникнення газового струменя ( $h_{стр}$ ) може бути визначена за виразом:

$$h_{стр} = \cos \beta \sqrt{\frac{\rho_{г}}{g \cdot \rho_{м}}} \cdot W \sqrt{d}, \text{ м} \quad (1.5)$$

де  $\rho_{г}$  - щільність газу на виході з сопла, кг/м<sup>3</sup>;

$\rho_{м}$  - щільність металу, кг/м<sup>3</sup>;

$W$  - швидкість витікання із сопла при зустрічі струменя з металом, м/с;

$d$  - діаметр сопла фурми, м;

$\beta$  - кут нахилу сопла до вертикалі, град;

$g$  - прискорення сили тяжіння, м/с<sup>2</sup>.

Загальна глибина проникнення струменя ( $H$ ) нижче рівня рідини становить:

$$H = h_{стр} \pm h_1, \quad (1.6)$$

де  $h_1$  - глибина занурення сопла в рідину (+) або висота підняття над рівнем рідини (-), м.

З метою визначення впливу типу газу, що вдувається, на масообмінні процеси в заключний період продувки ванни (при вмісті вуглецю 0,05%) були проведені порівняльні розрахунки потужності перемішування при вдування одного кілограма кисню і одного кілограма аргону. При проведенні розрахунків були прийняті наступні вихідні дані [16].

Витікання кисневого та аргонного струменів відбувається з одного і того ж вертикально розташованого сопла ( $d_y = 40$  мм) при одному і тому ж тиску перед соплом (4 атм.), що забезпечує критичну швидкість витікання на зрізі сопла. Температура газу перед соплом - 20 °С, температура металу перед початком продувки 1600 °С.

Потужність перемішування ванни, за прийнятою різними дослідниками схемою, обумовлюється роботою адіабатичного розширення струменя газу, що

вдувається ( $L_{ад}$ ), роботи ізотермічного розширення спливаючих бульбашок газу у ванні ( $L_{ізот}$ ) за вирахуванням роботи прошовування струменя газу вниз ( $L_{прошт}$ ).

$$L_{\Sigma} = L_{ад} - L_{прошт} + L_{ізот} = L_{стп} + L_{ізот}. \quad (1.7)$$

Проведені за відомими формулами розрахунки [7] показали, що корисна робота, вироблена 1 кг кисню, що вдувається ( $L_{стп}^{O_2}$ ), дорівнює 36,15 кДж/кг, а при вдування аргону ( $L_{стп}^{Ar}$ ) дещо нижче - 31,31 кДж/кг, що пояснюється відмінністю фізичних параметрів цих газів.

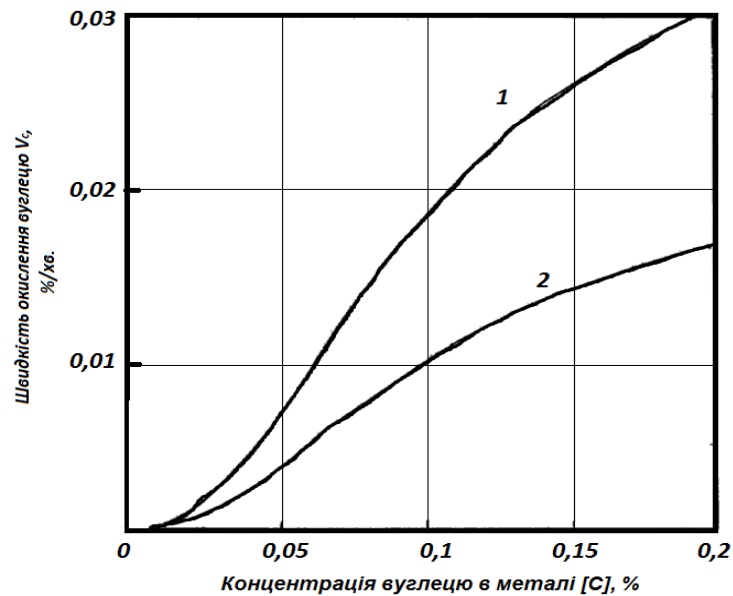
Як відомо з теорії та практики роботи сталеплавильних агрегатів, швидкість окислення вуглецю при низьких його концентраціях у металі значно сповільнюється [2]. Для подових агрегатів швидкість окислення вуглецю ( $V_c$ ) з невеликою похибкою можна розрахувати за виразом:

$$V_c = \frac{0,75 \cdot V_{O_2}}{1 + \frac{0,12}{[\%C]^2}}, \quad (1.8)$$

де  $V_{O_2}$  - витрата кисню на продувку ванни, кг/хв.;

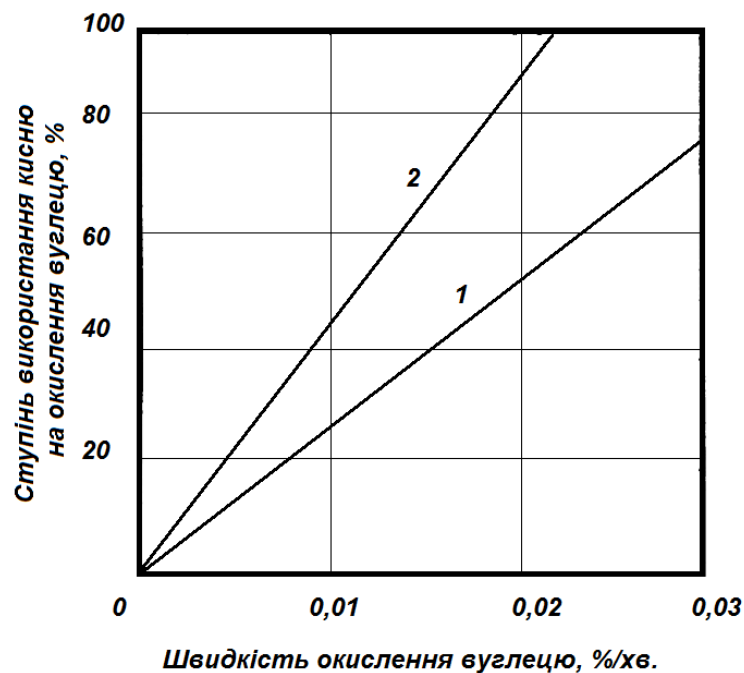
$[\%C]$  - поточний вміст вуглецю у ванні.

Розрахунки показують [7], що при вмісті вуглецю в металі 0,05% і питомій інтенсивності подачі кисню близько 12 м<sup>3</sup>/годину - швидкість окислення вуглецю становить 0,0046% / хв. (рис. 1.1), а ступінь використання кисню на окислення вуглецю ~ 22% (рис. 1.2). Таким чином, при вдування в ванну 1 кг кисню на окислення вуглецю витрачається 0,22 кг кисню і утворюється 0,385 кг оксиду вуглецю.



1 – питома інтенсивність подачі кисню –  $22 \text{ м}^3/\text{т}\cdot\text{год}$  (витрата  $5500 \text{ м}^3/\text{год}$ ), 2 – питома інтенсивність подачі кисню –  $12 \text{ м}^3/\text{т}\cdot\text{год}$  (витрата  $3000 \text{ м}^3/\text{год}$ )

Рисунок 1.1 – Швидкість окислення вуглецю при продувці ванни киснем



1 – питома інтенсивність подачі кисню –  $22 \text{ м}^3/\text{т}\cdot\text{год}$  (витрата  $5500 \text{ м}^3/\text{год}$ ), 2 – питома інтенсивність подачі кисню –  $12 \text{ м}^3/\text{т}\cdot\text{год}$  (витрата  $3000 \text{ м}^3/\text{год}$ )

Рисунок 1.2 – Ступінь використання кисню дуття на окислення вуглецю в кінці плавки

Як показала практика роботи двохванних агрегатів, при припиненні продувки ванни киснем зверху при вмістах вуглецю в металі на рівні 0,07% (це

рекомендовано технологічними інструкціями) і витримці металу в печі протягом 5-10 хв. для зниження його переокислення концентрація вуглецю практично не зменшується, що пояснюється кінематичними закономірностями реакції окислення вуглецю. При низькому вмісті вуглецю реакція його окислення лімітується швидкістю доставки вуглецю до місця реакції. Післяпродувочне перемішування ванни інертним газом прискорює дифузійні процеси за рахунок поліпшення конвективного масопереносу, знижує парціальний тиск оксиду вуглецю, забезпечує наявність газових міхурів у ванні, що сприяє подальшому розвитку реакції окисленні вуглецю за рахунок кисню, розчиненого в металі і оксидів заліза в шлаку без підведення кисню ззовні [16].

Таким чином оцінка термодинамічних можливостей застосування аргону, що подається зверху через фурми склепіння, для післяпродувочного перемішування ванни подових агрегатів і особливостей масообмінних процесів, що протікають при цьому, показала перспективність використання такої технології для отримання сталі з низьким вмістом вуглецю без переокислення розплаву.

## **1.2 Розробка конструкції дугт'євих пристроїв**

### **1.2.1 Розробка вихідних вимог до системи подачі аргону для продувки металу ДСПА-1**

Перед розробкою вихідних вимог було проведено аналіз балансу аргону, виробленого киснево-компресорним цехом комбінату «Запоріжсталь», де встановлений КАР-30. Годинне виробництво аргонної приставки становить 350 м<sup>3</sup>/год або 8400 м<sup>3</sup>/добу. У киснево-компресорному цеху встановлено три ємності для зберігання рідкого аргону - дві по 25 т і одна 80 т [7].

При розробці вихідних вимог до системи подачі аргону для продувки металу перед випуском плавки з ДСПА виходили з того, що зазначена технологія повинна забезпечити зниження вмісту вуглецю в готовій сталі для автолиста з метою поліпшення пластичних його характеристик, зменшення

переокислення металу і вмісту оксидів заліза в шлаку і як наслідок цього зниження витрати феросплавів і підвищення стійкості сталерозливних ковшів (за рахунок зниження оксидів заліза в шлаку).

З урахуванням балансу аргону для МК «Запоріжсталь» були підготовлені наступні вихідні дані для виконання проекту системи підведення аргону до ДСПА-1:

- Інтенсивність подачі аргону через кожний пристрій у склепінні не менше 800-1000;
- Тиск аргону перед соплами головки має забезпечувати критичну швидкість його витікання на зрізі сопла;
- Кількість продувних пристроїв (фурм) - 3 шт.;
- Заглиблення фурми у ванну ДСПА - 200-400 мм;
- Тривалість продувки 5-15 хв.

Конструкція продувних пристроїв для продувки ванни аргонном повинна за інших рівних умов забезпечувати високу ступінь перемішування ванни, що може бути забезпечено за рахунок високих швидкостей витікання аргону з сопл і розосередження дуття. З іншого боку, конструювати і встановлювати додаткові фурми для подачі тільки аргону вельми складно і недоцільно з технологічної сторони процесу.

Тому були проведені газодинамічні розрахунки параметрів верхніх кисневих фурм, що застосовуються в мартенівських цехах України, з метою оцінки доцільності використання їх для продувки аргонном. Проаналізовано конструкції одноярусних (рис. 1.3) (застосовуваних на МакМК, ДМК та МК ім. Ілліча) і дворядних (рис. 1.4) (застосовуваних на МК «Запоріжсталь» і «ArcelorMittal-КривийРіг») головок фурм. При виконанні розрахунків в якості зразкових фурм були прийняті діючі пристрої Макіївському меткомбінату з шістьма соплами діаметром 12мм і кутом їх нахилу до вертикальної осі фурми 20° і пристрої МК «Запоріжсталь» з шістьма соплами з дворядним розташуванням: нижній ярус має 3 сопла діаметром 12 мм і кутом нахилу 20°, верхній - відповідно 3 сопла, 13 мм і 50°; а також раніше застосовувані на

цьому комбінаті фурми, що мають 3 сопла діаметром 14 мм і кутом нахилу  $20^\circ$  (нижній ряд) і 3 сопла діаметром 16 мм і кут нахилу  $50^\circ$  (верхній ряд) [10].

Проведені газодинамічні розрахунки струменів, що витікають з сопел головок вищенаведених фурм, показали, що при зануренні їх на 200 мм над рівнем металеві ванни критична швидкість витікання аргону ( $\sim 276$  м/с) на зрізі сопел однієї фурми досягається при витратах  $\sim 950$  м<sup>3</sup>/год для вживаних в даний час на МК «Запоріжсталь» і  $\sim 1300$  м<sup>3</sup>/год - для використовуваних раніше. Продування ванни при більш низьких витратах аргону через фурму викликає небезпека потрапляння металу в сопла, оскільки противотиск з стовпа металу стає вельми близьким до тиску аргону в вихідних перетинах сопел.

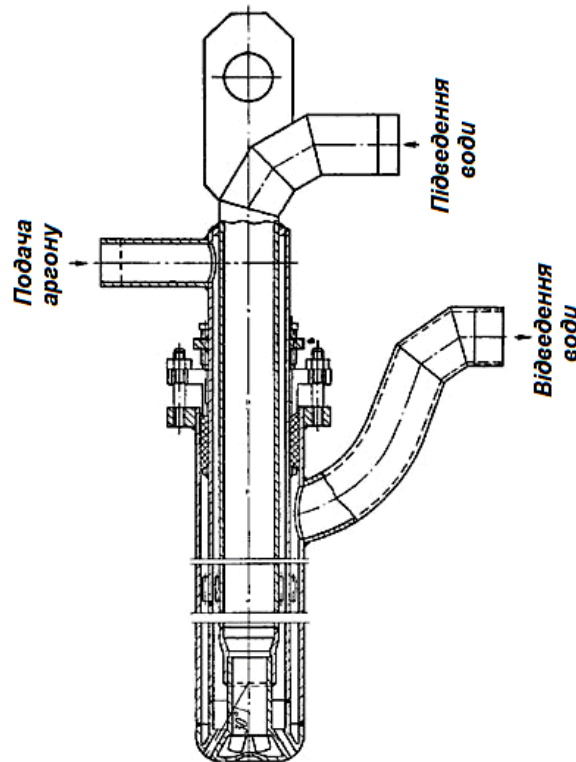


Рисунок 1.3 – Шестисоплова фурма склепіння

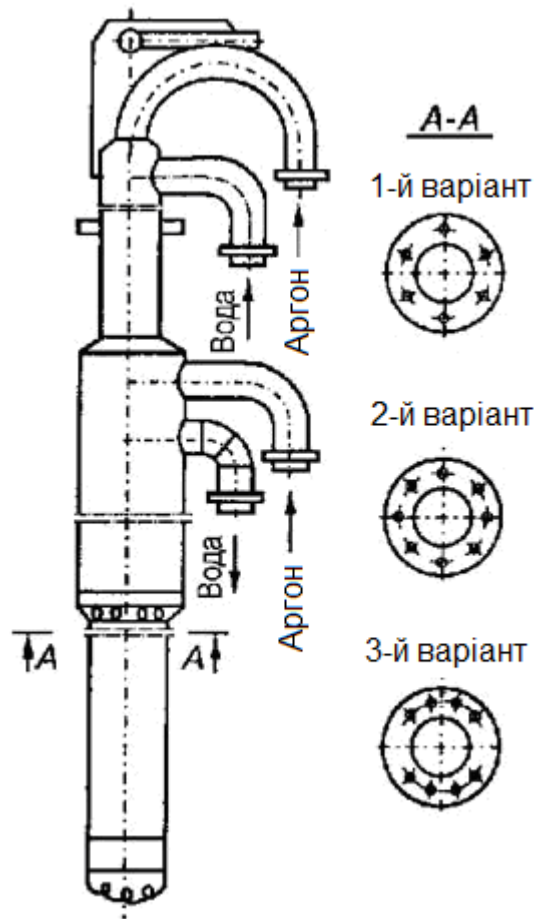


Рисунок 1.4 – Двохярусна фурма

З точки зору поліпшення перемішування металу зі шлаком більш кращими є двоярусні фурми, оскільки сопла верхнього ярусу з великим кутом нахилу до осі фурми забезпечують кращий масообмін між металом і шлаком, а сопла нижнього ярусу - доставку нових порцій металу до поверхні розділу метал-шлак [5].

Зіставлення загальної потужності струменів при витраті 1000 м<sup>3</sup>/год аргону на одну фурму показало, що при використанні однорядної фурми і фурми, що застосовується в даний час на МК «Запоріжсталь», вони дуже близькі - 144 і 132 кВт, однак у першому випадку практично 100% корисної потужності використовується на перемішування металу, у другому - 40% використовується на перемішування металу зі шлаком [11].

Виходячи з балансу виробництва та споживання аргону на комбінаті «Запоріжсталь», було встановлено, що для умов виплавки автолистової сталі в

ДСПА-1 стабільно може бути забезпечена витрата аргону на рівні 3000-3200 нм<sup>3</sup>/год (тиск в аргонопроводі 15 атм).

З метою визначення доцільності використання для продувки ванни різної кількості фурм (при кисневій продувці використовуються три фурми склепіння) при подачі 3000 нм<sup>3</sup>/год аргону були проведені наступні розрахунки [7].

Перетин сопел головки однієї фурми становить 73,76 мм<sup>2</sup>.

Використовуючи відомі рівняння, можна визначити тиск перед соплами фурм ( $P_1$ ) при продувці з вказаною витратою аргону відповідно через три, дві і одну фурму:

$$G = F \sqrt{2g \frac{k}{k+1} \cdot \frac{P_1}{1} \left( \frac{2}{k+1} \right)^{\frac{2}{k-1}}} = 2,275F \sqrt{\frac{P_1}{V_1}}, \quad (1.9)$$

де  $G$  - ваговий витрата аргону, кг/с;

$F$  - площа перерізу сопла, м<sup>2</sup>.

$$V_1 = V_0 \frac{T_1 \cdot P_0}{T_0 \cdot P_1}. \quad (1.10)$$

Вирішивши спільно рівняння (1.9) і (1.10) [7], визначили, що тиск перед соплами при продувці через три фурми становить від 2,26, дві - 3,70 і одну - 7,37 атм, що забезпечує критичні швидкості витікання на зрізі сопел, так як критичний тиск аргону ( $P_k$ ) дорівнює:

$$P_k = P_0 / \Pi_k = 2,35 \text{ атм}$$

де  $P_0$  - тиск середовища, в яке витікає аргон, 1,15 атм (з урахуванням занурення головок в метал на 200 мм).

У розглянутому випадку витікання відбувається з циліндричних сопел.



Для розрахунку максимальної швидкості циліндричного струменя ( $W_M$ ) за межами сопла можна скористатися виразом:

$$\frac{W_M}{W_K} = \frac{1}{k} \left( 1 - \frac{(k+1)^{\frac{k}{k-1}} \cdot P_0}{k \cdot P_1} \right) + 1; \quad (1.12)$$

для аргонного струменя:

$$\frac{W_M}{W_K} = 0,599 \left( 1 - 2,055 \cdot \frac{P_0}{P_1} \right) + 1. \quad (1.12)$$

Розрахунки за виразом (1.12) показують, що максимальна швидкість струменів при витіканні з сопел складає 282,337 і 387 м/с. Відповідно при подачі 3000 нм<sup>3</sup>/год аргону через три, дві і одну фурми.

З метою визначення впливу кількості фурм (при продувці з витратою 3000 нм<sup>3</sup>/год) на масообмінні процеси, що протікають у ванні, були проведені наступні розрахунки.

Глибина проникнення струменів, що витікають з сопел з різними кутами нахилу при продувці ванни зануреними на 200 мм в метал, розраховувалася за виразами (1.5), (1.6). Розрахунки показали, що загальна глибина проникнення струменів, що витікали з сопел Ø 13 мм і кутом нахилу 50°, склала 0,345; 0,326 і 0,306 м відповідно при продувці через одну, дві і три фурми. Для сопел діаметром Ø 12 мм і кутом нахилу 20° ця величина склала відповідно 0,406; 0,380 і 0,350 м.

Для порівняльної оцінки впливу кількості продувних фурм на масообмінні процеси, що протікають у ванні, при однаковій кількості вдуваного аргону використовували такі параметри як площа ( $S_{стр}$ ) і об'єм ( $V_{стр}$ ) взаємодії газових струменів, що минає з головки, з металом.

Площа взаємодії газових струменів з певним наближенням (прийнято, що струмені не відхиляються від кута нахилу осей сопел до вертикалі, а взаємодія

їх з металом завершується на максимальній глибині проникнення струменів) розраховувалися за виразом:

$$S_{cmp} = \frac{A \cdot \pi (2hc \operatorname{tg} \beta_1 + d_\phi)^2}{4}, \text{ м}^2, \quad (1.13)$$

де  $h_c$  - глибина нижнього рівня проникнення газового струменя, м;

$\beta_1 = \beta + 12,5^\circ$  (з урахуванням кута розкриття струменя  $25^\circ$ );

$d_\phi$  - діаметр головки фурми, 0,10 м;

$A$  - кількість продувних фурм.

Обсяг взаємодії газових струменів з металом розраховується як:

$$V_{cmp} = S_{cmp} \cdot H, \text{ м}^3, \quad (1.14)$$

де  $H$  - загальна глибина проникнення струменя нижче рівня рідини, м.

Розрахунки проведені за виразами (1.13), (1.14), показали, що при вдуванні 3000 нм<sup>3</sup>/год аргону через одну, дві і три фурми площа взаємодії становить відповідно: 0,349; 0,536 і 0,606 м<sup>2</sup>. Обсяг взаємодії відповідно становитиме - 0,142; 0,204 і 0,212 м<sup>3</sup>.

Якщо прийняти, що швидкість масообмінних процесів поза зонами дуття у ванні подових агрегатів постійна і визначається тільки коефіцієнтами молекулярної дифузії, то для досягнення повного змішання ванни або рівних результатів тривалості продувки при використанні однієї фурми повинна бути в 1,5-1,7 рази вище, ніж у випадку застосування таких же трьох продувних фурм, що зумовить збільшення питомої витрати дефіцитного і дорогого аргону. Отримані дані підтверджуються результатами роботи, в якій досліджувалася залежність часу повного змішання при подачі газу через днище конвертера від кількості фурм при одних і тих же інтенсивностях продувки. Поряд з цим, зі

збільшенням витрати аргону на фурму зростає фонтанування і розбризування металу в зоні продувки і тим самим створюються умови для вторинного його окислення в атмосфері печі. Крім того, зростання розбризування металу і шлаку негативно позначається на стійкості вогнетривів склепіння подових агрегатів, а також призводить до заметалевання фурм.

Таки чином, виконані термодинамічні та газодинамічні розрахунки, аналіз особливостей масообмінних процесів, що протікають в період післяпродувочного перемішування ванни аргонном в подових агрегатах, показали принципову можливість отримання сталі з низьким вмістом вуглецю 0,05% і менше без переокислення металу при дотриманні наступних технологічних вимог. Зниження концентрації вуглецю в процесі аргонної продувки не повинно перевищувати 0,03%, що забезпечується відносно невеликою (1-1,5 м<sup>3</sup>/т сталі) і реально реалізованою на практиці витратою аргону. Внутрішня агрегатна обробка ванни повинна здійснюватися при розосередженні дуття із зануренням головок продувних пристроїв під рівень металу з витратами металу, що забезпечують критичні швидкості його витікання на зрізі сопел.

### **1.2.2 Проект системи подавання аргону для продувки ванни в ДСПА-1**

Відповідно до розроблених вихідних вимог меткомбінат «Запоріжсталь» підготував і видав робочий проект системи підведення аргону для продувки в ДСПА.

Принципова схема розташування фурм для подачі аргону до ДСПА на ліву і праву ванни наведена на рис. 1.5. При цьому, проектом передбачається обладнання системи підведення аргону ручними засувками, зворотними, регулюючими і відсічними клапанами, приладами для виміру тиску і витрати аргону з ручним керуванням.

Для подачі аргону безпосередньо до продувальних фурм (по 3 на кожну ванну) передбачено використати існуючу «етажерку» (біля правої ванни) і тракти подачі кисню від останньої до ванн.

На підставі розробленого робочого проекту відповідно до замовних специфікацій система була обладнана запірно-регулюючою арматурою, приладами КВП та ін.

### **1.3 Аналіз взаємозв'язку основних технологічних факторів виплавки сталі 08Ю з механічними властивостями листа**

Для встановлення зв'язку основних технологічних параметрів процесу виплавки сталі 08Ю за вказаним способом з механічними властивостями автолиста (категорія витяжки ОСВ) були проаналізовані дані плавок поточного виробництва. При цьому контролювали такі параметри як тривалість доведення, час виміру температури металу, відбір останніх проб металу і шлаку перед випуском плавки, хімічний склад металу і шлаку, тривалість і час закінчення продувки, витрата розкислювачів в ківш і на розливанні, поведінка металу на розливанні.

Обробці піддавалися дані 140 плавок поточного виробництва [7].

Метал аналізованих плавок був прокатаний на холоднокатаний лист товщиною від 0,5 до 3,5 мм всього 633 партії.



Таким чином, розглядався вплив 6 параметрів технології плавки (вміст вуглецю, марганцю і сірки в ковшовій пробі, вміст FeO в шлаку і основність шлаку перед випуском, температура металу перед випуском) на механічні властивості нестаріючого металу (межа плинності  $G_T$ , кгс/мм<sup>2</sup>; тимчасовий опір  $G_B$ , кгс/мм<sup>2</sup>; твердість HRT-15 і HRT-30, од.; відносне подовження  $\delta$ , % і відношення  $G_T/G_B$ ).

Результати показали, що найбільш сильний вплив на металургійні параметри і показники механічних властивостей металу надавали концентрація в ньому вуглецю. Тому були розбиті на три групи за вмістом вуглецю в ковшовій пробі (табл. 1.1).

З даних таблиці видно, що зі зменшенням вмісту вуглецю а металі збільшується концентрація FeO в шлаку, знижується вміст марганцю і сірки в ковшовій пробі, підвищується витрата феромарганцю і алюмінію в ковші. При цьому зі зменшенням вмісту вуглецю поліпшуються і показники механічних властивостей металу. Так, частотні розподілу  $G_T$ ,  $G_B$ , і HRT15 і HRT30 показали, що в 70% випадках при вмісті вуглецю 0,05% забезпечуються значення  $G_T$ , що відповідають вимогам категорії витяжки ВОСВ, для вуглецю 0,06% в 65% і при вуглеці 0,07 в 56 % випадків.

Аналогічна картина спостерігається і для значень  $\delta$  - відповідно 63%, 62%, 60%.

При цьому відбраковування листа категорії витяжки ОСВ за твердістю на аналізованому масиві плавок була відсутня, відбраковування за межею текучості ( $G_T$ ) склала для вуглецю 0,05%, 0,06%, 0,07% відповідно 5%, 11%, 18%, по тимчасовому опорі ( $G_B$ ) відповідно 0%, 1%, 4%, по відносному подовженню ( $\delta$ ) відповідно 0%, 1%, і 1%.

Як було зазначено вище, вміст FeO в шлаку визначається в основному вмістом вуглецю в металі. При збільшенні вмісту оксидів заліза в шлаку при одній і тій же концентрації вуглецю супроводжується підвищенням величини межі текучості. Крім того, зростає величина відношення  $G_T/G_B$ , що характеризує здатність сталі до глибокої витяжки.

Таблиця 1.1 – Основні характеристики плавок сталі 08Ю залежно від вмісту вуглецю в ковшовій пробі, з металу якого отримано холоднокатаний лист завтовшки 0,5-1,5 мм

Технологічні показники і механічні властивості	Групи плавок за вмістом [C] <sub>к</sub> , %		
	0,05	0,06	0,07
Кількість плавок	41	47	36
Вміст у ковшовій пробі, %			
Mn	$\frac{0,21 - 0,33}{0,27}$	$\frac{0,20 - 0,35}{0,30}$	$\frac{0,26 - 0,35}{0,31}$
S	$\frac{0,017 - 0,025}{0,020}$	$\frac{0,018 - 0,025}{0,022}$	$\frac{0,017 - 0,025}{0,023}$
P	$\frac{0,007 - 0,014}{0,010}$	$\frac{0,007 - 0,015}{0,010}$	$\frac{0,007 - 0,012}{0,009}$
Si	0,01	0,01	0,01
Температура металу на випуску, °C	$\frac{1610 - 1640}{1625}$	$\frac{1617 - 1640}{1627}$	$\frac{1610 - 1630}{1625}$
Витрата FeMn, т	$\frac{1,0 - 1,5}{1,4}$	$\frac{1,0 - 1,5}{1,3}$	$\frac{1,0 - 1,5}{1,3}$
Витрата Al в ківш, кг	$\frac{10 - 100}{21}$	$\frac{10 - 75}{14}$	$\frac{10 - 50}{3}$
Основність шлаку на випуску	$\frac{2,3 - 3,2}{2,7}$	$\frac{1,9 - 3,0}{2,6}$	$\frac{2,0 - 3,0}{2,7}$
Вміст (FeO) на випуску, %	$\frac{11,8 - 32,2}{19,6}$	$\frac{11,5 - 31,8}{17,4}$	$\frac{11,5 - 19,4}{16,1}$
Межа плинності, кг/мм <sup>2</sup>	$\frac{15,5 - 23,5}{18,73}$	$\frac{15,5 - 24,5}{18,7}$	$\frac{16,0 - 25,5}{19,12}$
Тимчасовий опір розриву, кг/мм <sup>2</sup>	$\frac{28 - 33}{30,11}$	$\frac{28 - 35}{30,53}$	$\frac{28 - 34,5}{31,18}$
Відносне подовження, %	$\frac{36 - 46}{41,73}$	$\frac{34 - 46}{40,84}$	$\frac{35 - 47}{40,90}$
Твердість HRT-15 при товщині листа 0,5-0,8 мм	$\frac{62 - 73}{67,89}$	$\frac{65 - 72}{67,88}$	$\frac{51 - 73}{69,18}$
Твердість HRT-30 при товщині листа 0,9-1,5 мм	$\frac{32 - 50}{41,81}$	$\frac{33 - 50}{42,49}$	$\frac{35 - 50}{42,28}$

Примітка: чисельник - мінімальне і максимальне значення показників, знаменник - середні значення.

Вивчення частотного розподілу впливу концентрації марганцю в ковшовій пробі на механічні властивості автолиста показало, що його збільшення викликає деяке погіршення механічних властивостей. Однак його вплив проявляється у порівнянні з вуглецем значно менше. Слід зазначити, що при вмісті вуглецю в ковшовій пробі 0,05% концентрація марганцю також нижче, ніж при більш низькій концентрації вуглецю. Це пояснюється більш низькою концентрацією марганцю в металі перед випуском плавки, а також підвищеним угаром FeMn внаслідок більшої окисленості металу і шлаку [10].

Вміст сірки в ковшовій пробі при низькому вмісті вуглецю також нижче, що сприятливо позначається на механічних властивостях листа.

Основність шлаку (В) і температура металу перед випуском практично не впливає на механічні властивості, що очевидно пов'язано з малими коливаннями цих величин в розглянутому масиві плавок.

Встановити вплив концентрації фосфору в ковшовій пробі на показники механічних властивостей не вдалося, оскільки його вміст відносно низький і приблизно однаковий при різних вмістах вуглецю.

Висновок: найбільш сильний вплив на показники механічних властивостей листа робить вміст вуглецю, концентрації оксидів заліза в шлаку, марганцю і сірки в металі. Останні три параметри при рівних умовах значною мірою визначаються вмістом вуглецю в металі перед випуском плавки. З цього випливає, що післяпродувочне перемішування ванни аргоном наприкінці плавки дозволить поліпшити механічні властивості листа за рахунок досягнення низьких концентрацій вуглецю при одночасному зниженні окисленості металу і шлаку [2].



## 2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА

Мартенівська піч з'явилася в середині ХІХ століття. Завдяки універсальності щодо шихти, складу готової сталі, використовуваного палива вона тривалий час залишалася основним сталеплавильним агрегатом у світовій металургії.

### 2.1 Схема та влаштування мартенівської печі

Мартенівська піч – це складний агрегат з горизонтально розташованим плавильним відділенням, складеним з вогнетривкої цегли і укладеним у жорсткий сталевий каркас з посилених балок, колон і облицювальних плит. Всі основні процеси відбуваються у робочому просторі, де ведуться спалювання палива і плавка сталі. Краще зрозуміти, що таке мартенівська піч і які у неї габарити допоможе нижченаведений рисунок та таблиця з основними розмірами. Звертаємо увагу, що місткість найбільших мартенівських печей становила 650...900 тонн.

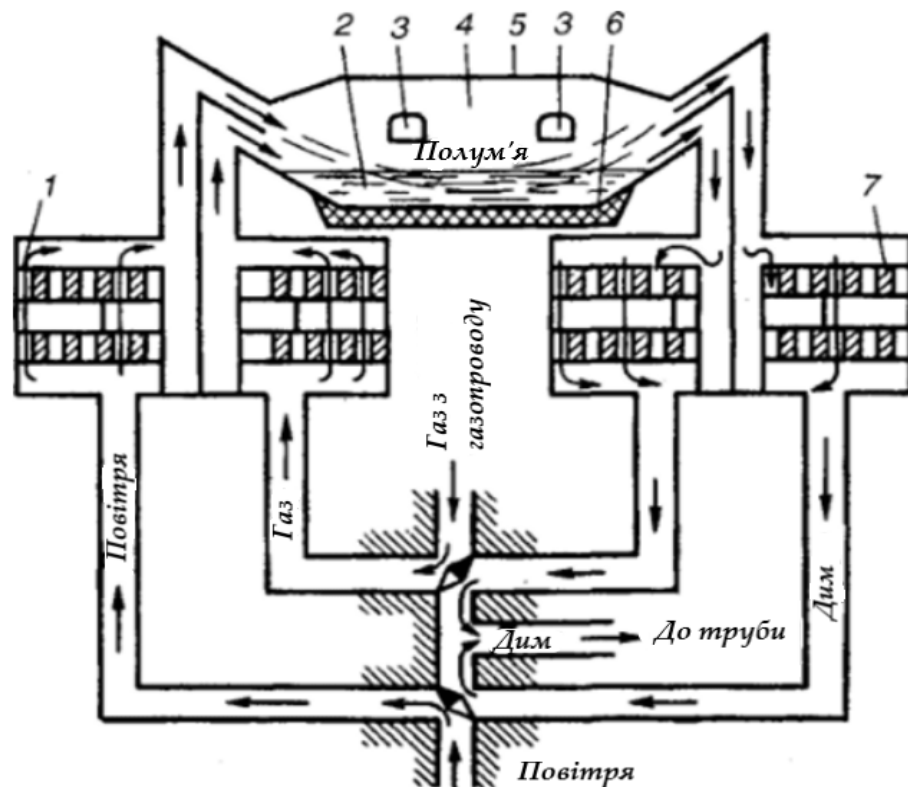


Рисунок 2.1 - Спрощена схема мартенівської печі: 1, 7 - регенератори, 2 - розплавлений лом і метал, 3 - завалочні вікна, 4 - робочий простір, 5 - склепіння, 6 - подина

Таблиця 2.1 - Параметри поду та головного склепіння мартенівських печей

Параметри	поду (місткість), тонни					
	85	125	185	260	380	500
Площа поду, м <sup>2</sup>	41,5	52,0	67,3	77,0	87,5	94,5
Довжина ванни, м	10,5	11,8	13,5	14,5	15,5	16,1
Ширина ванни, м	3,9	4,4	5,0	5,3	5,6	5,8
Глибина ванни всередині печі, м	0,65	0,77	0,85	0,95	1,07	1,2
Висота склепіння, м	2,3	2,5	2,8	2,9	3,0	3,1

### Стіни

Виходячи з того, яка конструкційна схема мартенівської печі, для більшої міцності задня стінка робочого простору нахилена на 45...55 градусів. Вона має отвори для випуску сталі й шлаку. Через збільшену площу задня стінка робочого простору активно втрачає тепло і, щоб мінімізувати це, її оснащують посиленою теплоізоляцією. У ХХ столітті мартенівські печі виробляли також з похилою передньою стінкою, що підвищувало її стійкість. У ній розташовуються розділені простінками завантажувальні вікна, які з часом втратили свою аркову форму та стали обрамлятися металевими рамами, які забезпечували захист від ударів завальними машинами та охолодження кладки. Завантажувальні вікна використовувалися для завантаження шихти та заливки чавуну. Закривають їх сталевими заслінками з центральним оглядовим отвором і футерівкою з магнезитової цегли.

### Склепіння печі

Принцип роботи мартенівської печі заснований на відбиванні тепла. Саме тому перекривне її робочий простір склепіння також виступає важливим елементом і піддається: впливу температури 1700°C й вище; температурним коливанням й термічним ударам факела; абразивному й хімічному впливу пилу

шихти та бризок шлаку. Найчастіше в печах створювалися аркові розпорено-підвісні перекриття, що збираються з прямих і клинових цеглин та підвішуються до металоконструкцій мартена на систему штирів та подовжених сталевих пластин. Склепіння має вбудовані фурми, які подають кисень, і при переході до голівок набуває невеликий нахил.

### Головка печі

Так називають конструктивні елементи печі, розташовані по торцях робочого простору. У них відбувається займання палива. У мартена дві головки: одна подає факел полум'я, інша відводить продукти горіння. І так як мартенівська піч працює у рекуперативному режимі, то в цілому функціонально вони виконують: змішування палива з підігрітим струменем повітря; правильний й найбільш раціональний напрямок факела; відведення продуктів горіння з робочого простору.

### Шлаковики

Конструктивно це камери, у яких збираються частинки пилу і шлаку, що захоплюються продуктами горіння при виході з робочого простору. Шлаковики розташовані над вертикальними каналами і для більш ефективного осідання зважених часток мають у порівнянні з ними більш широкий поперечний переріз. Конструкція і футерування шлаковиків адаптується до основного виду палива, але в будь-якому випадку їх робочий об'єм повинен бути розрахований на весь міжремонтний період експлуатації, бо працює мартенівська піч з дуже рідкісними технічними зупинками.

### Регенератори

Конструктивний перетворювач, який являє собою камеру, заповнену насадкою. Конденсує в собі теплову енергію відхідних продуктів горіння і передає її газу або повітря, який направляється в робочий простір. Також, як і шлаковики, регенератори викладаються з вогнетривкої цегли і містяться в

сталевий каркас з кожухом. Вони з'єднані з боровами – каналами, за якими продукти горіння відводяться до димаря (в деяких випадках до котла-утилізатора) або подається паливний газ і повітря.

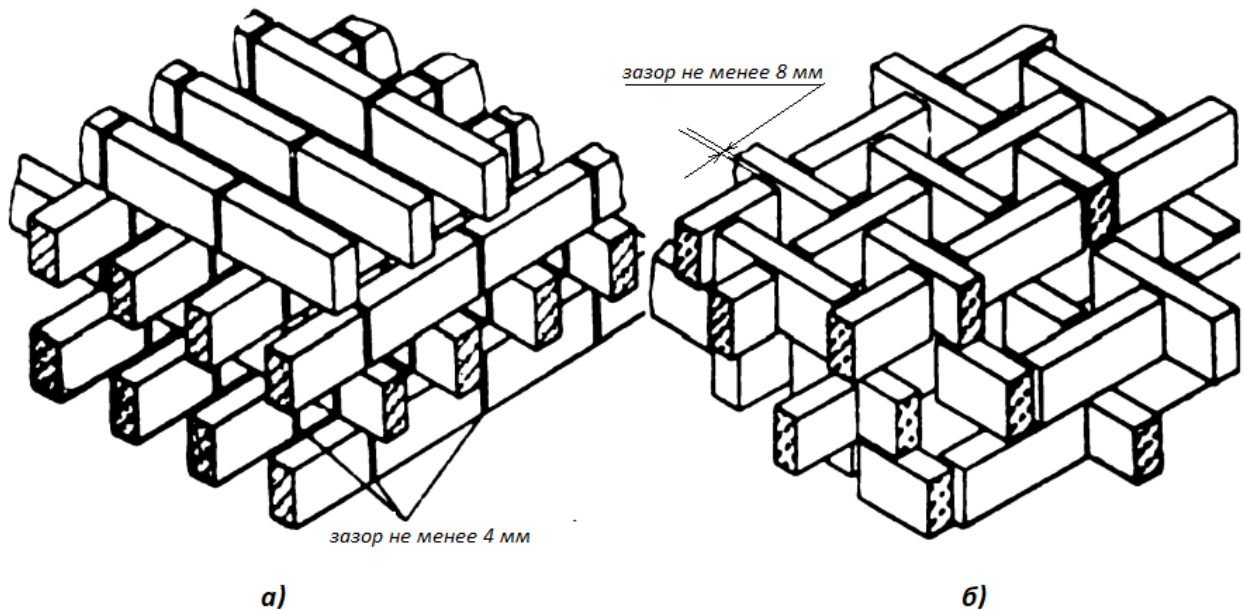


Рисунок 2.2 - Насадки регенераторів: а) тип Сіменса, б) тип Каупера

### Перекидні клапани

Регулювання напрямку та інтенсивності тяги забезпечують перекидні клапани й шибери, керовані в автоматичному режимі. Залежно від сигналу завдання перекидні клапани герметизують канали, перекриваючи рух по них, або підтримують плавний рух газів без критичних поворотів.

### Подина печі

Нижня основа або дно робочого простору. Виконується з вогнетривких матеріалів, товщина яких розраховується з урахуванням місткості мартена, бо піддається впливу температур до  $+1600^{\circ}\text{C}$  і ударним навантаженням при завантаженні шихти. Цегляна кладка зверху покривається наварюванням, що виключає прориви металу.

### Принцип роботи мартенівської печі

Мартенівський процес протікає на поду робочого простору відбивної печі за рахунок тепла, одержуваного від факела, і полягає у переробці чавуну і металевого брухту, які закладаються в робочий простір печі. Переважна частина тепла надходить до мартенівської ванни з робочого простору печі в результаті тепловіддачі від факела та елементів кладки. Але, через те, що для виплавки сталі необхідно підтримувати температуру до  $1700^{\circ}\text{C}$ , у робочому просторі її отримують шляхом спалювання в струмені повітря газоподібного або рідкого палива. Це дозволяє компенсувати недолік теплової енергії хімічних реакцій і фізичного тепла шихтових матеріалів. Основний вид теплопередачі в робочому просторі мартена є випромінювання від факела. Кладка частково поглинає теплову енергію та інтенсивно відбиває її від склепіння печі на поверхню нагріву. У потоці нагрітого повітря відбувається згорання палива, що подається через головку. Відходячи димові гази нагрівають насадку регенератора, яка в свою чергу нагріває холодне повітря, що подається у піч. А реверсивний напрямок повітряних потоків, що створюється перекидними клапанами, забезпечує регенерацію тепла. Надлишковий вміст кисню обумовлює в мартені окисну газову атмосферу, завдяки чому метал протягом плавки піддається прямому і непрямому впливу окислювального середовища. Після утворення шлакового шару на поверхні розплаву тепло передається металу через нього.

## **2.2 Технологія плавлення металу**

Процес виплавки розділяється на кілька періодів. Але до початку плавки з математичною точністю розраховується кількісний і якісний склад шихти.

### **Плавлення**

Найтриваліший період плавки. Його хімічні та фізичні процеси в мартені починаються з моменту завалення шихти і тривають понад три години в результаті прямого контакту заліза і домішок з киснем з атмосфери печі. Для

забезпечення процесу плавки та випалювання надмірної кількості домішок (під час плавки відбувається максимальна десульфурація та знефосфорення) в робочому просторі забезпечують температуру, що перевищує температуру точки плавлення на 100...150°C, і подають кількість повітря вище розрахункового значення. До кінця плавлення теплове навантаження знижують до мінімально допустимого рівня, бо основна частина шихти розплавилася і знижується потреба в теплі. Метал переходить у рідкий стан і на поверхні розплаву утворюється активний шлак, через то, що його щільність менше щільності металу.

### Окислення

Металева шихта має складний багатокомпонентний склад. Крім заліза в ній міститься вуглець (C), кремній (Si), сірка (S), марганець (Mn), фосфор (P) та інші компоненти, що впливають на властивості сталі. Її масова частка цих елементів вище необхідного рівня, щоб привести їх кількість до заданих параметрів, надлишок видаляють шляхом окислення. Джерелом кисню виступають пічна атмосфера і складові шихти. Причому в першій половині періоду плавлення протікає інтенсивний процес дисоціації нагрітого до 910°C вапняку і відбувається реакція:  $\text{CaCO}_3 \rightarrow \text{CaO} + \text{CO}_2$ . Вуглекислий газ, що виділився, так само, як і кисень, взаємодіє з рідкою сталлю і бере участь в її окисленні. Оксиди домішок і флюси видаляються разом з продуктами горіння і переходять в шлак. З того моменту як шлаковий шар повністю покриває розплав, пряме окислення сталі припиняється. Наступні процеси окислення вже протікають між рідким металом й покриваючим його шлаком, який продовжує піддаватися прямому окисленню в результаті контакту з киснем атмосфери печі та надходячих після додавання руди оксидів заліза. Новоутворений на поверхні шлаку закис заліза (FeO) взаємодіє з ним і утворює магнітний окисел заліза (Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>). Він в свою чергу розподіляється по шлаку, який межує з розплавленим металом, і окисляє залізо знову у закис. А FeO у розплавленій сталі вже вступає в окислювальні реакції з домішками. У результаті хімічних реакцій і ряду

взаємодій між компонентами окислені домішки переходять в шлак. Інтенсивне окислення вуглецю відбувається в другому періоді розплавлення шихти, бо він володіє не такою великою швидкістю окислення як кремній, марганець і фосфор. У вигляді СО вуглець виступає на поверхні сталі бульбашками, де і згоряє.

### Розкислення

Це останній і найбільш відповідальний етап плавки, бо він безпосередньо визначає якість отриманого металу. До кінця плавки сталі в розплаві залишається ще значна кількість кисню. Він знаходиться у вигляді закису заліза і неметалевих включень, що сприяє погіршенню властивостей металу. Тому для його видалення виконують розкислення рідкої сталі. Погано розкислені сталі проявляють невисоку ударну в'язкість і схильність до холодноламкості та червоноламкості. Розкислення проводять з використанням феросплавів (феромарганець, феросиліцій, силікомарганець й ін.), а також алюмінію, титану і кальцію. Ці елементи активно вступають у взаємодію з FeO і здатні виводити кисень як в газ пічної атмосфери, так і у вигляді оксидів в шлак. Ґрунтуючись на таких властивостях, розкислення сталі виконують у два прийоми: попереднє розкислення в ванні та фінішне – у ковші.

### Витрата матеріалів в мартенівській печі

По суті плавка в мартені – переділ чавуну, сталевого лому і скрапу в сталь заданої марки. Забезпечити необхідні фізико-хімічні властивості можливо тільки при строгому дотриманні співвідношення всіх компонентів шихти, яка складається з декількох основних і допоміжних матеріалів.

### Шихта для мартенівської плавки сталі

Основні групи:

1. Металева: чавун; сталевий брухт; розкисники; легуючі елементи; залізорудна сировина; агломерат.
2. Неметалева: зварювальний шлак; вапняк; вапно; боксит.

Особливості мартенівського процесу дозволяють використовувати рідкий і чушковий чавун.

Поряд з шихтовими матеріалами для мартенівського процесу велике значення має й паливо, яке забезпечує необхідні умови протікання фізико-хімічних процесів виплавки сталі. При цьому більшість мартенів опалюється газовою сумішшю з двох або трьох газів (природний, коксовий, доменний, генераторний), а рідке паливо у вигляді мазуту, смоляних масел або смоли використовується для утворення сильно світлого факела полум'я.

#### Класифікація мартенівських процесів

Мартенівський процес виробництва сталі як й раніше використовується і за своєю природою є окислювальним, бо перетворення чавуну в сталь відбувається за рахунок зниження частки вуглецю та інших елементів у результаті окислення. Але поряд з окислювальною реакцією, в розплаві відбуваються і відновні процеси. Наприклад, марганець, кремній, хром та фосфор, окисли на початку плавки, можуть відновлюватися й переходити до металу. Будівництво мартенів – високе мистецтво. У різні роки при їх створенні використовували матеріали, які за хімічною природою ставилися до кислих, напівкислих, нейтральних та основних вогнетривів. В основному це були цеглини кремнеземисті (динасові), алюмосилікатні кислі, шамотні та високоглиноземисті, а також магнезійні (магнезитові, форстеритові) і хромисті (хромітові, магнезітохромітові), а форма їх була від простої прямокутної до складної багатокутної. Облицювання печі також впливає на характер протікаючих у ній хімічних процесів. Залежно від виду вогнетривів і складу шлаків мартенівський процес поділяють на кислий і основний. За характером шихтових матеріалів мартенівський процес ділиться на кілька



різновидів: Скрап-процес. Технологія мартенівської плавки за скрап-процесом передбачає, що металева шихта у більшій частині складається з брухту. Так на частку скрапу може припадати 55...75%, а на частку чавуну – 25...45%. При цьому останній застосовується в твердому (чушковому) стані. Перевагою такого процесу є висока ефективність переробки вторинної сировини й можливості застосування на підприємствах неповного металургійного циклу.

Скрап-рудний процес. Під час такого сталеплавильного процесу основну частину металевої маси шихти становить рідкий чавун, масова частка якого, як правило, досягає 55...80%. Відповідно застосування скрап-рудного процесу виправдано на металокомбінатах повного циклу, у складі яких є доменний переділ. Для окислення домішок при скрап-рудному процесі в шихту вводиться значна кількість багатой на залізо руди, що забезпечує підвищений вихід сталі.

Рудний процес. В даному випадку 100% металевої шихти становить рідкий чавун. Використання такого методу виплавки виправдано в регіонах з низькою брухтозаготівельною базою.

Скрап-вугільний (карбюраторний) процес. У даній технології металева частина повністю складається з сталевого брухту, а необхідний вуглець додають у вигляді вуглецевмісних матеріалів – графіту, вугілля, коксу. Такий метод не отримав широкого промислового застосування.

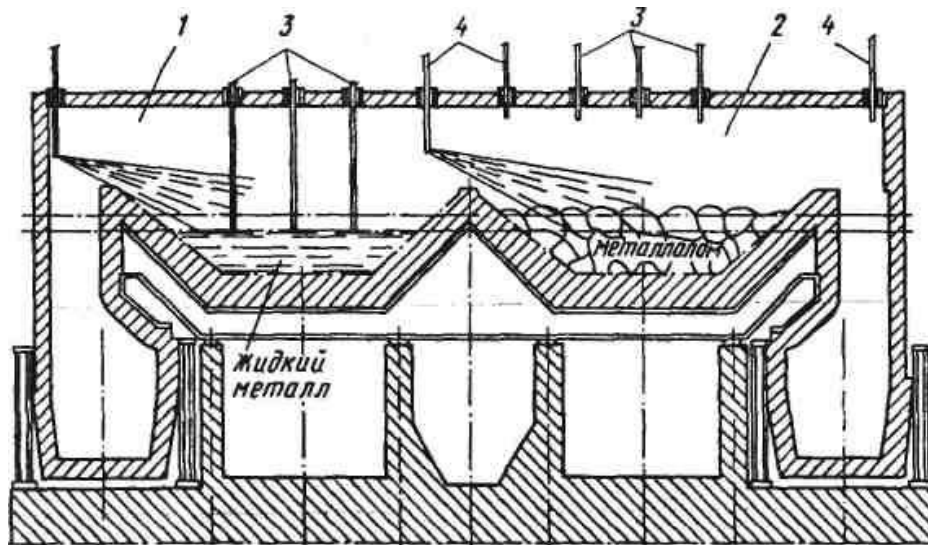
### **2.3 Конструкція двохванних печей**

Двохванні печі є плавильними агрегатами з двома ваннами, двома голівками, двома вертикальними каналами, двома шлаковиками і системою свиней і перекидних клапанів.

Принцип роботи двохванної печі полягає в тому, що тоді як в одній (I) ванні йде продування металу киснем, в другій (II) тверда шихта (металобрухт, додаткові матеріали) підігрівається теплом газів, що відходять від першої ванни. Продуктивність печі при такому методі роботи зростає.

Технологія плавки в двованній печі принципово не відрізняється від технології плавки в мартенівській печі, що працює з інтенсивним продуванням

ванни киснем, проте є деяка відмінність. У момент закінчення заливки чавуну і початку продування ванни в шлаку спостерігається високий вміст оксидів заліза (30-40 %, а на деяких плавках ще вище). В період інтенсивного зневуглицювання зміст оксидів заліза в шлаку дещо знижується, проте у кінці плавки, при пониженні концентрації вуглецю знову зростає.



1- ванна ; 2 - ванна ; 3 - кисневі фурми; 4 - паливо-кисневі пальники.

Рисунок 2.2 - Схема двованної сталеплавильної печі

Основна кількість тепла у ванні печі виділяється в результаті окислення заліза і його домішок, а відносна величина тепловіддаючої поверхні в двованній печі вища, ніж в конвертері, тому температура в робочому просторі нижча, ніж в мартенівських печах в періоди плавлення і доведення і в конвертерах. Температура шлаку в двованній печі, як правило, не перевищує температури металу.

Внаслідок нижчої температури шлаку наведення активного рідкорухливого високоосновного шлаку утруднюється, тому вважають за краще по ходу плавки не вводити значних порцій вапна, а для повного ошлакування винищити або вапняку, завантажених під час завалки, практикують метод підйому одній або двох фурм.

При цьому починає інтенсивно окислюватися залізо (так само, як в початковий період конвертерної плавки), в результаті підвищення температури

шлаку і його окислення швидко формується досить рідкорухливий і гомогенний шлак.

Вміст  $\text{SiO}_2$  в шлаку нижчий, ніж зазвичай в мартенівській плавці, що пов'язано з тим, що в двованній печі залізну руду в період завалки зазвичай не вводять. Розчинення в шлаку вапна, введенного в піч в період завалки, починається через деякий час після закінчення заливки чавуну. До моменту розплавлення основність шлаку  $\text{CaO}/\text{SiO}_2$  підвищується до 2, під час доведення основність шлаку продовжує зростати. Формування активного рідкорухливого шлаку забезпечує досить успішне проведення десульфурації металу.

Підвищена окисленість шлаку в двохванній печі забезпечує також успішне проведення дефосфорації металу.

Розрахунок показує, що при продуванні киснем звичайного передільного чавуну прихід тепла на 1т чавуну складає приблизно 3150 МДж. Ця кількість тепла складається з трьох приблизно рівних частин: 1) фізичного тепла рідкого чавуну; 2) тепло, що виділяється при окисленні домішок чавуну; 3) тепло допалювання  $\text{CO}$  в  $\text{CO}_2$ .

Витрата цього тепла розподіляється таким чином: близько 50 % від приходу тепла міститься в рідкій сталі і шлаку (ентальпія ванни); близько 10 % -тепло, що знаходиться в газах (в основному  $\text{CO}_2$ ), що відходять, і іншого 40 % тепла витрачаються на компенсацію втрат через кладку, втрат з водою, що охолоджує окремі елементи печі, і на переробку лому або залізної руди (надлишок тепла). Таким чином, кількість переробленого лому (чи залізної руди) визначається тепловим балансом.

Теоретично при зміні в шихті більше 65 % рідкого чавуну двохванні печі можуть працювати без витрачання палива. Якщо ж за умовами виробництва в піч завантажують лому більше, ніж відповідає по балансу тепла, то недолік тепла має компенсуватися паливом, що подається. Природно, що тепловий баланс залежить також від складу чавуну, головним чином від змісту в нім кремнію.

Паливо в двохванні печі подають за допомогою газо-кисневих пальників, встановлених в склепінні і торцях печі. Пальники можуть бути стаціонарними або рухливими.

Добре працюючі двохванні печі витрачають на 1т сталі 70-75 м<sup>3</sup> кисню і 3-4 кг вогнетривів. Витрата палива визначається складом шихти (головним чином витрат і складом чавуну).

#### **2.4 Актуальність мартенівського процесу у 21 столітті: плюси і мінуси**

Незважаючи на те, що мартенівські печі як і раніше використовуються в окремих країнах, їх частка у світовому виробництві сталі з кожним роком неухильно знижується, поступаючись натиску більш сучасних технологій киснево-конвертерного й електросталеплавильного процесів. Настільки довге використання мартенівського методу при наявності більш прогресивних сталеплавильних агрегатів було обумовлено можливістю: широкого варіювання сировинних складових: застосування в якості шихти чавуну чушкового і розплавленого з підвищеним вмістом шкідливих домішок, сталевих брухту, стружки, окалини та інших металевих відходів виробництва; виплавки якісних вуглецевих й легованих сталей в одному агрегаті, без використання будь-яких додаткових установок вторинної доведення; використання доступного газового й мазутного палива. При цьому мартенівський цех за функціонуванням та умовами праці відноситься до об'єктів підвищеної небезпеки, вимагає великої кількості енергоресурсів та застосування дорогих систем фільтрації й газоочищення для зниження екологічного навантаження. Тривалість плавки в мартенівській печі може досягати 9 годин у порівнянні з 40-60 хвилинами в конвертерах і дугових сталеплавильних агрегатах. Таким чином, розвиток сталеплавильних технологій, все зростаючі вимоги до якісних показників сталевих продукції й жорсткі екологічні норми призвели до практично повного витіснення мартенівського процесу з чорної металургії. В даний час деякі

міжнародні стандарти на металопродукцію вже не допускають використання мартенівського способу при виплавці сталі.

### 3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

#### 3.1 Властивості та призначення сталі марки 08Ю

Вид постачання - лист товстий ГОСТ 4041-71, ГОСТ 19903-74. Лист тонкий ГОСТ 9045-93. Труби ГОСТ 10705-80.

Призначення - деталі, виготовлені холодним штампуванням з особливо складною і складною витяжкою.

Технологічні властивості: Температура кування, °С - початку 1250, кінця 850.

Зварюваність - зварюється без обмежень. Способи зварювання: РДС, АДС під флюсом і газовим захистом, КТС і АрДС.

Флокеночутливість - не чутлива. Схильність до відпускнуї крихкості - не схильна.

Таблиця 3.1 – Хімічний склад сталі марки 08Ю та аналогів

№ п/п	Позначення марки сталі, країна	Стандарт	Хімічний склад, %							Примітка	
			C	Si	Mn	Cr	Ni	S	P		Cu
	<b>08Ю (СНД)</b>	<b>ГОСТ 9045-80</b>	≤0,070	≤0,010	0,200-0,350	0,030	0,060	≤0,025	≤0,020	0,060	A1 = 0,020-0,070
Аналоги											
1.	<b>08J (Польща)</b>	<b>PN/H 84023/02, PN/H 84023/03</b>	≤0,080	≤0,030	0,200-0,450	≤0,100	≤0,100	0,030	≤0,025	≤0,100	A1 = 0,020-0,070 N ≤0,010
2.	<b>08Ю-4 (СНД)</b>	<b>ГОСТ 4041-71</b>	0,100	0,030	0,250-0,450	≤0,100	≤0,150	≤0,030	≤0,025	≤0,200	A1 = 0,020-0,080 N
3.	<b>11 305 (Чехія/Словаччина)</b>	<b>CSN 411305</b>	≤0,070	≤0,030	≤0,400			0,025	≤0,025	≤0,025	A1= 0,025
4.	<b>3С (Франція)</b>	<b>AFNOR NF A 36-301 (92)</b>	0,080	0,400	≤0,400			0,025	≤0,025		A1 = 0,020
5.	<b>A2к</b>	<b>STAS 9485</b>	≤0,100	0,030-0,080	0,200-0,450	0,030	0,100	0,040	0,040	≤0,100	A1 = 0,015-0,070
6.	<b>S0148 SU (Сербія)</b>	<b>JIS C.B4.016</b>	0,080		≤0,450			≤0,030	≤0,030		A1 = 0,020
7.	<b>КО Blech (Угорщина)</b>	<b>MSZ 23</b>	≤0,080	≤0,100	0,450			0,035	0,030		A1 = 0,025
8.	<b>St 04 F (Австрія)</b>	<b>ONORM M3124 Part 1</b>	≤0,080	≤0,050	0,200-0,450			0,030	0,025		A1 = 020

Незважаючи на вельми просту композицію хімічного складу сталі марки 08Ю, застосовуваної для глибокої витяжки, виробництво її є однією з найбільш складних проблем. Пояснюється це тим, що для забезпечення високого виходу придатного при масовому штампуванні листової сталі повинен поєднуватися в оптимальних і вузьких межах великий комплекс фізико-механічних властивостей і найменше відхилення призводить до неможливості застосування такого металу в умовах потокового виробництва автомобілів.

Цей комплекс властивостей включає в себе такі основні вимоги: 1) поєднання в строго певних співвідношеннях пластичних і міцності властивостей, при яких не відбувається руйнування деталей в процесі витяжки при холодній деформації; 2) висока однорідність механічних властивостей в поздовжньому і поперечному напрямках, структури, розподілу неметалевих включень у кожному аркуші, партії і в різних плавках; 3) висока якість поверхні листів; 4) стійкість проти деформаційного старіння і забезпечення високих пластичних властивостей протягом тривалого часу зберігання.

За існуючої технології виробництва автомобільний лист виготовляють згідно з ГОСТ 9045-80 наступного хімічного складу (табл. 3.2). При цьому не лімітовано вміст кисню та азоту.

Таблиця 3.2 – Хімічний склад сталей (мас.%) для автомобільного листа

Марка сталі	C	Mn	Si	S	P	Cr	Ni	Cu
	не більше		не більше					
08Ю*	0,07	0,20-0,35	0,01	0,025	0,020	0,06	0,06	0,06
08кп	0,10	0,20-0,40	0,03	0,03	0,025	0,10	0,10	0,15
08пс	0,09	0,20-0,45	0,04	0,03	0,025	0,10	0,10	0,15
15кп	0,12-0,19	0,25-0,40	0,02	0,03	0,025	0,25	0,25	0,25
*Al <sub>p</sub> - 0,02-0,07 мас.%.								

Основним показником здатності металу до глибокої витяжки є його пластичність, що характеризується низьким значенням межі текучості і міцності, а також твердості. При цьому критерієм штампуємість, який характеризує здатність металу до зміцнення, є відношення  $\sigma_T/\sigma_B$ . Хороша

штампуємість досягається, якщо величина цього відношення знаходиться в межах 0,5-0,6.

Одержання металу одночасно пластичного і досить міцного є складним завданням, так як це вимагає строго певного співвідношення елементів, що входять до складу такої сталі. Це впливає з наступної встановленої залежності:

$$\sigma_B = 25 - 67 [\text{мас.\%C}] + 14 [\text{мас.\%Mn}] + 20 [\text{мас.\%Si}], \text{ кгс/мм}^2,$$

з якої випливає, що вуглець є найбільш сильним зміцнюючим елементом і його вміст, можливо, головним чином регулює рівень міцності і пластичності.

Однак при існуючій технології досить обмежені можливості зниження вмісту вуглецю нижче 0,05 мас.%, так як це призводить до значного підвищення вмісту кисню, який не тільки знижує пластичні властивості металу, а й унеможливує отримання задовільного будови злитків.

Крім того, для запобігання червоноламкості необхідно вводити в метал до 0,4 мас.% Mn, що також призводить до зміцнення металу. У добре розкисленій сталі вміст марганцю може бути знижено до 0,2 мас.%. Фосфор, сірка, хром, мідь і нікель також знижують пластичні властивості металу, тому їх вміст повинен бути строго лімітований. Вміст фосфору не повинен перевищувати 0,015 мас.%, сірки - 0,025, а хрому, нікелю та міді - не більше 0,15 мас.%.

Кисень, водень і азот підвищують межу плинності і знижують ступінь витяжки по Еріксену. Крім того, азот робить метал чутливим до деформаційного старіння. Є також вказівки на те, що поряд з вуглецем і азотом в процесі старіння бере участь і кисень, тому необхідно прагнути до його меншого вмісту.

Таким чином, оскільки існують обмеження в можливості зниження вмісту вуглецю і кисню в киплячій сталі, то єдиним шляхом досягнення необхідних пластичних властивостей є зниження вмісту фосфору, сірки, хрому, нікелю та міді. Це вимагає застосування спеціальних шихтових матеріалів, що ускладнює процес виплавки такої сталі, а значна сегрегація сірки, вуглецю і фосфору призводить до того, що в більшій частині розкату їх вміст набагато перевищує допустимий.



Для забезпечення гарної штампуємості до автомобільного листу пред'являються високі вимоги по мікроструктурі. Більше зерно фериту забезпечує кращу пластичність, проте призводить до утворення при штампуванні дефекту, званого «апельсинова кірка». Зменшення розміру зерна підвищує пружні та міцнісні характеристики, що погіршує штампуємість і збільшує знос штампів. Оптимальний лінійний розмір зерен фериту 0,024-0,030 мм, що відповідає 1750-1100 зерен на 1 мм<sup>2</sup>. Однак більш прийнятно 1024-512 зерен на 1 мм<sup>2</sup>. Величина зерен фериту по ГОСТу повинна знаходитися в межах 6 - 8 балів.

Абсолютно неприпустимим є присутність різко відрізняючих за величиною зерен фериту. У цьому випадку на початку процесу пластичної деформації металу відбувається тільки в більших зернах, де легше виявляються площині ковзання, що призводить до нерівномірного розподілу навантаження на весь переріз і руйнування металу.

Форма зерен фериту теж має велике значення. Встановлено, що рівноосні зерна, якими характеризується кипляча сталь, менш сприятливі, ніж нерівноосні («оладкоподібні»), так як останні зумовлюють наявність нормальної анізотропії. Листова сталь з нормальною анізотропією при інших рівних умовах витримує більш високі напруги при холодному штампуванні, ніж сталь, яка характеризується повною ізотропністю.

Присутність структурно-вільного цементиту допускають у вигляді розрізнених зерен з округлими краями, що забезпечується відповідним температурним режимом гарячої прокатки.

До числа найбільш важливих вимог належить також стійкість проти деформаційного старіння.

Явище старіння металу, що викликається виділенням нітридів заліза з розчину по межах зерен, загальновідомо. Для його усунення необхідно пов'язати азот в стійкі нітриди. Якщо рішення такого завдання можливо при виробництві розкисленої алюмінієм сталі марки 08Ю, при введенні якого близько 70 мас.% окислюється, забруднюючи метал глиноземом, і тільки 30

мас.% переходить в розчин, то для киплячої сталі вона залишається невіршеною.

Нарешті, не менш важливою вимогою є якість поверхні. Місцеві дефекти приводять в умовах витяжки при деформації до розривів, а також створюють труднощі при нанесенні фарби. Наявність підкірцевих бульбашок у киплячій і закупореній сталі, а також полон і заворотів в злитках стабілізованою алюмінієм сталі ускладнює отримання стійкої хорошої поверхні на всьому злитку.

Виробництво автомобільного листа з стійко високими пластичними властивостями, не чутливого до старіння, що має високу корозійну стійкість, бездефектну поверхню і хорошу штампуємість залишається досі складною проблемою, тому при існуючій технології доводиться миритися з великими труднощами і непродуктивними втратами листового металу на всіх стадіях переділу, особливо в завершальній, при відбракуванні по поверхневим дефектам і механічними властивостями.

Основною трудностю у вирішенні такого завдання є неможливість досягнення більш низького вмісту вуглецю в межах 0,02-0,05 і 0,005-0,010 мас.%, при якому вміст кисню становитиме 0,003-0,008 мас.%, а також алюмінію з невисоким, але стабільним його вмістом у всьому обсязі листового прокату.

Ці недоліки, властиві існуючій технології виробництва, не можуть бути усунені, тому що зниження вмісту вуглецю до зазначених меж, як зазначалося, призведе до значного підвищення вмісту кисню в металі, а введений алюміній для його розкислення буде забруднювати метал глиноземними включеннями. Крім того, не можна також очікувати досягнення стабільного вмісту алюмінію у всьому обсязі металу, тому що при тривалому розливанні він буде у верхніх шарах ковша окислюватися киснем, що міститься в шлаку.

Принципово нові можливості у вирішенні завдання значного підвищення якості автомобільного листа відкриває процес позапічного вакуумування киплячої сталі, який дозволяє отримувати метал з необхідно низьким вмістом

вуглецю і кисню за рахунок глибокого розкислення вуглецем. У цих умовах введений після вакуумного розкислення алюміній не буде окислюватися і переходити в розчин без утворення продуктів розкислення - неметалевих включень.

Дослідженнями встановлено, що для отримання нечутливого до старіння автомобільного листа вміст алюмінію за розробленою технологією повинен знаходитися в межах 0,01-0,02 %мас. замість 0,02-0,07 %мас., тобто в 2-3,5 рази менше. При такому низькому вмісті алюмінію і значно меншому вмісті глиноземних включень підвищуються ливарні властивості металу і забезпечується хороша поверхня злитків і слябів на МБЛЗ.

Можливість зниження вмісту вуглецю при позапічному вакуумуванні до нижчого рівня (0,005-0,010 мас.%) відкрила нові можливості подальшого вдосконалення технології виробництва автомобільного листа й досягнення при цьому більш високих якісних показників.

Отримання автомобільного листа з таким низьким вмістом вуглецю дозволяє відмовитися від застосовуваного в даний час трудомісткого, непродуктивного і вельми тривалого відпалу холоднокатаного прокату в шахтних печах і замінити його швидкісним відпалом в прохідних печах.

Вироблений автомобільний лист з вмістом вуглецю 0,07-0,10 мас.%, стабілізований алюмінієм, неможливо відпалювати таким способом з тієї причини, що вуглець і азот, що містяться в значній кількості, утворюють пересичений розчин, а їх виділення у вигляді карбідів заліза і нітридів алюмінію вимагає повільного нагрівання, тривалої витримки при 650 °С і повільного охолодження в шахтних печах.

При більш низькому вмісті вуглецю в межах 0,005-0,010 мас.% і введенні в такий метал невеликих кількостей нітридоутворюючих елементів (титан, бор, ніобій та ін.) стає можливим отримати дисперсні виділення карбідів і нітридів в гарячекатаному прокаті, в силу чого стає можливим при відпалі такої листової сталі проводити швидкий нагрів, короткочасну витримку (1-2 хв) і швидке

охолодження, що дозволяє застосовувати безперервний відпал такого металу в безперервних конвеєрних печах з великою швидкістю.

При вмісті вуглецю 0,005 мас.% і титану близько 0,005 мас.% холоднокатаний автомобільний лист, підданий швидкісному безперервному відпалу, має високий коефіцієнт пластичної анізотропії, який може досягати значення, що перевищує 2,0 при нагріванні зі швидкістю 104-105 град/с і витримці протягом декількох хвилин. Отриманий автомобільний лист володіє поєднанням властивостей, що додають йому здатність особливо складної і глибокої витяжки.

При наявності в такому металі невеликої кількості алюмінію, що вводить після вакуумного розкислення, який перебуватиме в розчині, субмікроскопічні виділення глинозему не можуть вирости при об'ємній кристалізації переохолодженого металу, що робить неможливим утворення великих включень. Тому в металі, розкисленому вуглецем, не будуть виявлятися скупчення не тільки сульфідних, а й оксидних включень, що в сукупності зі сприятливою дрібнозернистою кристалічною структурою буде робити істотний вплив на досягнення більш високих фізико-механічних властивостей.

Таким чином, вакуумована кипляча сталь володіє ще однією важливою властивістю - вона допускає більш високий вміст сірки, ніж у невакуумованій сталі.

Поєднання в такому автомобільному листі підвищеної міцності з досить високою пластичністю забезпечує хорошу штампуємість і дозволяє зменшити товщину листа, а отже, знизити вагу автомобіля. При цьому собівартість автомобільного листа значно знизиться, так як витрати, пов'язані з будівництвом і експлуатацією вакуумних установок, мізерно малі в порівнянні з економічною ефективністю.

### **3.2 Розробка технології виплавки низьковуглецевої сталі в ДСПА з перемішуванням ванни аргоном перед випуском плавки**

### **3.2.1 Визначення основних технічних положень щодо організації післяпродувочного перемішування ванни аргоном**

Ефективність продувки ванни подових агрегатів аргоном через фурми склепіння для зниження концентрації вуглецю без переокислення розплаву визначається значною мірою кінетичними факторами. Тому, при розробці основних положень технології післяпродувочного перемішування ванни аргоном і глибини занурення душових пристроїв на масообмін у ванні, тривалість перемішування і витрати аргону, оптимальну концентрацію вуглецю перед початком перемішування в зіставленні з отриманими теоретичними розрахунками, а також визначалася необхідна величина перегріву металу перед перемішуванням [5].

Перемішування ванни аргоном робили через одну, дві і три кисневі фурми склепіння протягом 4-12 хв. після закінчення продувки металу киснем. Витрата аргону змінюється в межах 1500-3100 м<sup>3</sup>/год.

Для розробки основних технологічних положень були проведені три серії дослідних плавок, що відрізняються в основному кількістю продувних фурм і витратою аргону, що подається через них для обробки розплаву [7].

Режим продувки ванни аргоном і послідовність технологічних операцій при її здійсненні були наступними. При досягненні вмісту вуглецю у ванні на рівні 0,03-0,10% і температури металу на 10-20 °С (верхнє значення відноситься до витрати аргону близько 3000 м<sup>3</sup>/год) вище, передбаченої чинною технологічною інструкцією, фурми склепіння піднімалися на 0,5-1,0 м над рівнем шлаку і припинялася подача кисню шляхом перекриття загального кульового клапана та індивідуальних кульових клапанів на всі три продувальні фурми. Останнє забезпечувало надходження аргону тільки на ті фурми, через які велося продування.

Після цього встановлювався задану витрату аргону до фурм, через які велося перемішування, і вони опускалися в метал на глибину 100-400 мм. У процесі продувки підтримувалася задана витрата аргону і фіксувалося падіння

його тиску на вході в цех, а також зміна температури металу в процесі продувки за показаннями безперервного виміру.

З метою зменшення падіння температури металу в процесі аргонної продувки при необхідності проводилася подача палива через пальники склепіння [14].

На перших плавках продування аргоном проводилося через фурми із збільшеною до 600 мм довжиною захисної зовнішньої мідної труби.

Однак, як показали результати виміру температури охолоджуючої фурму води, заглиблення останньої більш ніж на 300 мм викликає різке збільшення температури (до 90 °С) і вимагає її підйому. Тому при проведенні подальших плавок використовувалися звичайні кисневі фурми з довжиною носка 300 мм. Заглиблення фурм в метал виконували таким чином, щоб температура відхідної води з кожної фурми була не нижче 50 °С, але не перевищувала 60 °С.

Після закінчення продувки ванни аргоном фурми піднімалися на 0,5-1,0 м над рівнем шлаку, закривалася подача аргону і здійснювався випуск плавки.

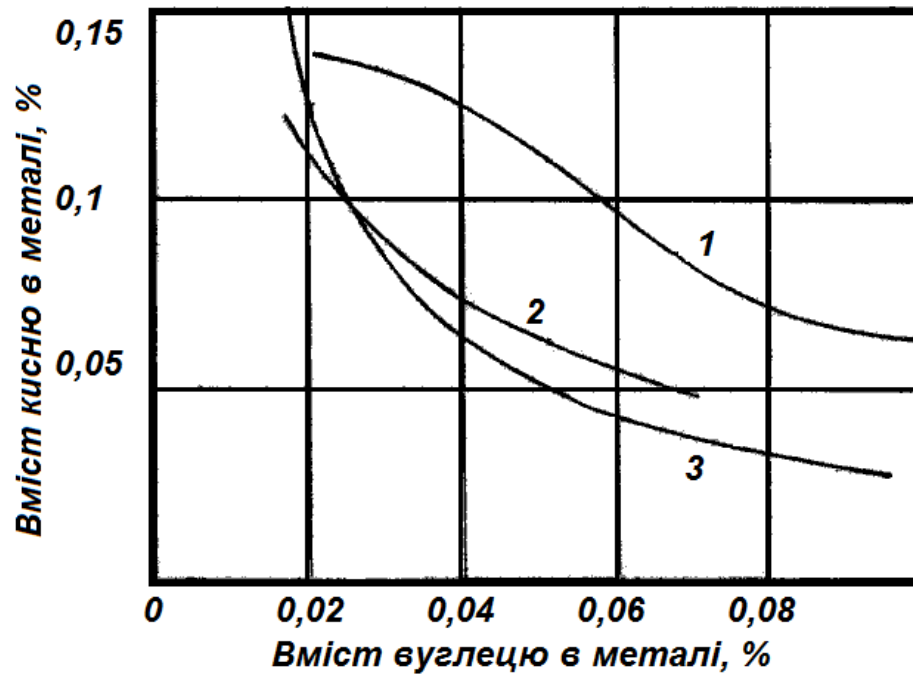
На кожній дослідній плавці проводився відбір металу, шлаку і фіксувалася температура перед початком і після закінчення продувки ванни аргоном, візуально здійснювався контроль величини «Барботаж» ванни і поведінку металу на розливанні.

Проби металу аналізувалися на концентрацію вуглецю, марганцю, сірки, фосфору, кисню та азоту. У пробах шлаку визначався вміст  $\text{FeO}_{\text{заг}}$  і основність.

### **3.2.2 Дослідження поведінки домішок металу і компонентів шлаку**

При аналізі даних дослідних плавок встановлено, що обробка ванни аргоном може забезпечити отримання низьких вмістів вуглецю в металі в межах 0,02-0,03% при одночасному зниженні концентрації кисню, що досить добре узгоджується з теоретичними передумовами. Так, вміст вуглецю в процесі продувки ванни аргоном в середньому знижувався на 0,015% абс. або 31% відн. (з 0,048 до 0,033%), а кисню на 0,025% абс. або 21% відн. (з 0,117 до

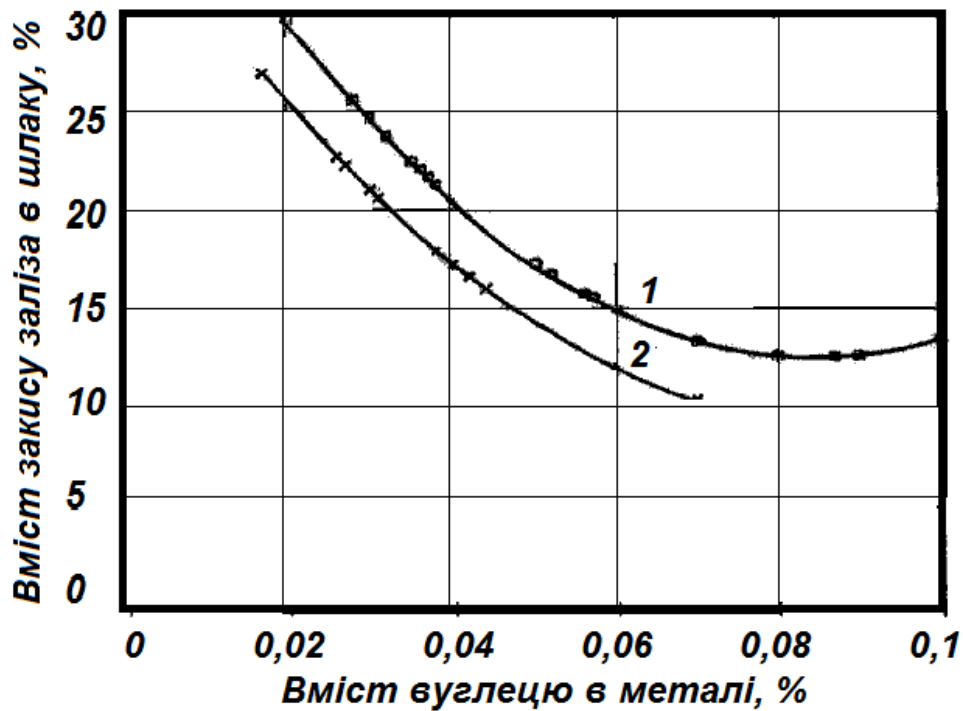
0,092%). У той же час (рис. 3.1) на плавках без продувки ванни аргоном зниження концентрації вуглецю з 0,05 до 0,03% супроводжувалося збільшенням концентрації кисню в металі в середньому на 0,030% абс. або 27% відн. (з 0,11 до 0,14%). Отже, у разі необхідності отримання вмісту вуглецю в металі на рівні 0,03% при аргонній продувці забезпечується вміст кисню приблизно в півтора рази нижче, ніж при продувці ванни тільки киснем.



- 1, 2 - вміст кисню в металі, відповідно, до і після продувки ванни аргоном;  
 3 - вміст кисню в металі при рівновазі з вуглецем, розраховане за рівнянням [C]

$$x [O] = 0,0025$$

Рисунок 3.1 – Вміст кисню в металі при різній концентрації вуглецю



1, 2 - вміст заліза в шлаку, відповідно,  
до і після продувки ванни аргоном

Рисунок 3.2 – Вміст заліза в шлаку до і після продувки ванни аргоном

При цьому вміст оксидів заліза в шлаку на плавках з продувкою розплаву аргоном при досягненні концентрації вуглецю у ванні 0,03% склав в середньому 21% і був на 3-5% нижче в порівнянні з плавками, проведеними за звичайною технологією (рис. 3.2) [7].

Отримані результати підтверджують теоретичні передумови термодинамічної і кінетичної можливості зменшення концентрації вуглецю при одночасному зниженні концентрації кисню в металі за рахунок створення умов для розвитку реакції окислення вуглецю при низьких його значеннях за рахунок розчиненого в металі кисню і оксидів заліза в шлаку внаслідок збільшення перемішування розплаву в об'ємі ванни в результаті продувки її аргоном, а також зниження парціального тиску оксиду вуглецю в бульбашках і великий міжфазної поверхні контакту металу з газовою фазою (аргоном) [12].

У процесі обробки ванни аргоном вміст марганцю, фосфору, сірки та азоту в металі практично не змінився і в середньому відповідно склав (в чисельнику - до продувки ванни аргоном, а в знаменнику - після):



$$\frac{0,074}{0,069}; \frac{0,014}{0,015}; \frac{0,024}{0,023} \text{ та } \frac{0,0046}{0,0051} \%.$$

Основність шлаку при цьому відповідно склала 2,62 і 2,66 [7].

### 3.2.3 Оцінка впливу режиму продувки на зміну температури ванни

У період продувки розплаву аргоном спостерігалось зниження температури металу, величина якого в основному визначалась режимом і тривалістю продувки. При цьому в перші дві хвилини продувки аргоном зменшення температури металу, що фіксується методом безперервного виміру, не спостерігалось, що пояснюється, очевидно, інерційністю системи, а потім наступало зниження температури, рівень якого залежав від витрати аргону, глибини занурення фурм в метал, тривалості продувки. Так, при витраті аргону 3000 м<sup>3</sup>/год, через три продувальні фурми, глибині їх занурення в метал на 150-200 мм і тривалості продувки 5 хв. (Оптимальний режим продувки з точки зору забезпечення металургійних показників) зниження температури металу не перевищувало 10-15 °С. З метою зменшення теплових втрат ванни і розрідження шлаку в період продувки аргоном доцільно здійснити подачу палива через вільні пальника [16].

### 3.2.4 Визначення оптимальної витрати аргону

Як було показано вище, випробувалися режими подачі аргону з витратою 1500 - 3100 м<sup>3</sup>/год при продувці через одну, дві і три вільні фурми [7]. Як показали дані дослідних плавок, найбільш доцільною є продування через три вільні фурми з витратою аргону близько 3000 м<sup>3</sup>/год. подача аргону з такою витратою через одну фурму викликає сильне розбризування металу, а одержувані металургійні результати (зниження концентрації вуглецю і кисню) при одній і тій же тривалості продувки виходять менш стабільними і не досягається рівень, що забезпечується при подачі через три фурми. Продування

через одну фурму з витратою 1500 м<sup>3</sup>/год не забезпечує отримання заданих металургійних показників. Оптимальна тривалість продувки ванни аргоном з витратою 3000 м<sup>3</sup>/год через три фурми складає близько 5 хв. Збільшення тривалості продувки не покращує металургійні показники, збільшує питому витрату аргону і тепловтрати ванни і може бути рекомендовано тільки в разі необхідності додаткового зниження температури металу на 5-10 °С.

Виходячи з цього, продувку аргоном через одну фурму здійснювати недоцільно, а через дві фурми - слід застосовувати у разі виходу з ладу однієї фурми, при цьому тривалість продувки з витратою 3000 м<sup>3</sup>/год слід збільшувати на 1-2 хв.

Найбільша ефективність післяпродувочного перемішування ванни аргоном з позиції отримання необхідних показників щодо зниження концентрації вуглецю і зниження окисленості металу досягається при продувці ванни через три вільні фурми з витратою аргону 3000 м<sup>3</sup>/год з зануренням фурм на 150-200 мм під рівень металу протягом 5 хв. При цьому питома витрата аргону становить порядку 1,5 м<sup>3</sup>/т сталі.

### **3.2.5 Оцінка впливу продувки ванни аргоном на зміну величини угару і витрати феросплавів**

Порівняльний аналіз зміни величини угару феромарганцю і його витрати при розкисленні сталі в ковші був здійснений за даними дослідних плавок з продувкою ванни аргоном і плавок поточного виробництва при виплавці низьковуглецевих марок сталі 08Ю в ДСПА-1. Сталь зазначенням марок розкислюють до прийнятої в цеху технології - феромарганцем тільки в ковші. Величину угару марганцю з феромарганцю, що присаджують в ківш для розкислення металу, визначали за формулою:

$$Y = 100 - \frac{(Mn_K - Mn_B) Q_{ст}}{0,75 \cdot Q_{FeMn}}, \%$$

де:  $У$  - угар марганцю, %;

$Mn_k$  - вміст марганцю в ковшовій пробі, %;

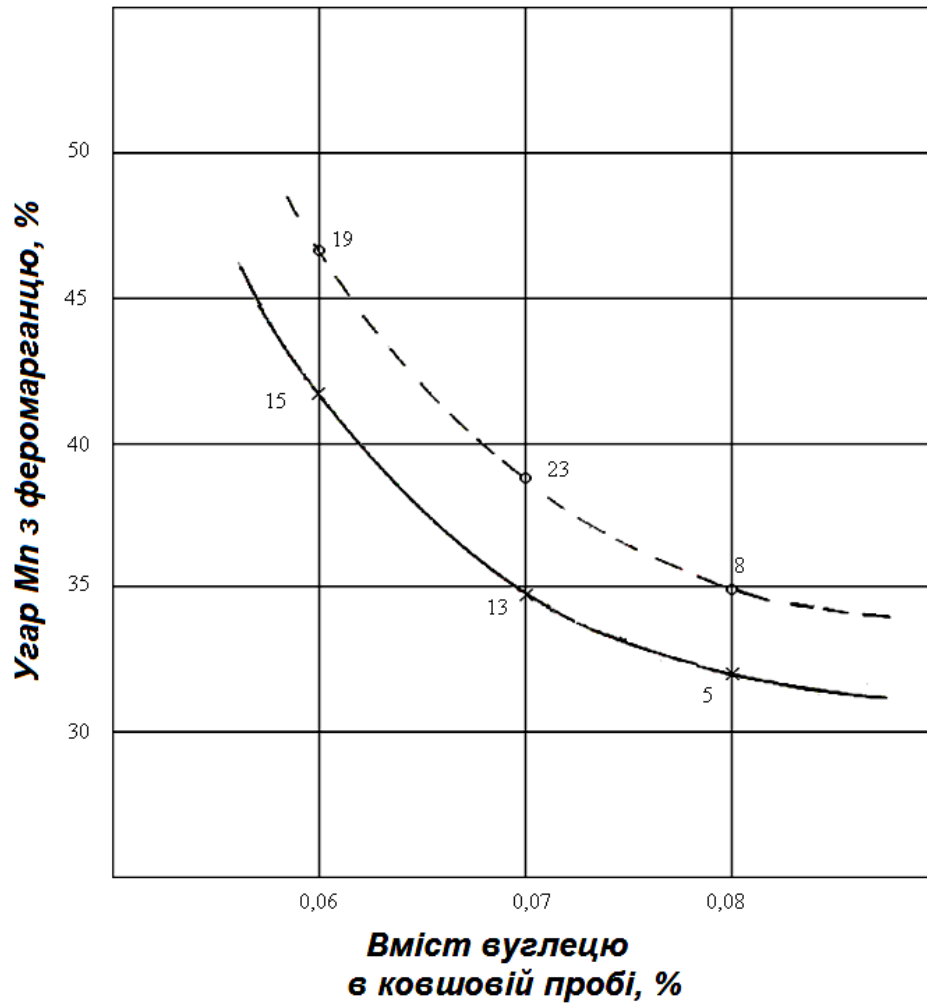
$Mn_B$  - вміст марганцю в металі перед випуском плавки, %;

$Q_{ст}$  - вага рідкої сталі, т;

0,75 - частка марганцю в феромарганці;

$Q_{FeMn}$  - витрата феромарганцю для розкислення сталі, т.

Відомо, що на величину угару розкислювачів негативний вплив робить збільшення окисленості металу та пічного кінцевого шлаку. На дослідних плавках, як було встановлено раніше, спостерігалось зниження окисленості металу і шлаку при низьких вмістах вуглецю в результаті продувки розплаву аргоном, що дозволяє зменшити угар застосовуваного для розкислення сталі в ковші феромарганцю. Однак при інших рівних умов на рівень вмісту кисню в металі і окислів заліза в шлаку істотний вплив робить концентрація вуглецю, особливо при низьких її величинах. У зв'язку з цим ступінь угару марганцю на дослідних і порівняльних плавках становили при однаковому вмісті вуглецю в металі. Як видно з рис. 3.3 величина угару марганцю зменшується в міру збільшення вмісту вуглецю і на дослідних плавках в середньому склала 42, 34 і 31,5% відповідно при концентрації вуглецю 0,06, 0,07 і 0,08%. Водночас угар марганцю при зазначених вмістах вуглецю на плавках поточного виробництва відповідно склав 48, 38 і 34,5% і був на 6,4 і 3% вище в порівнянні з досвідченими плавками [7].



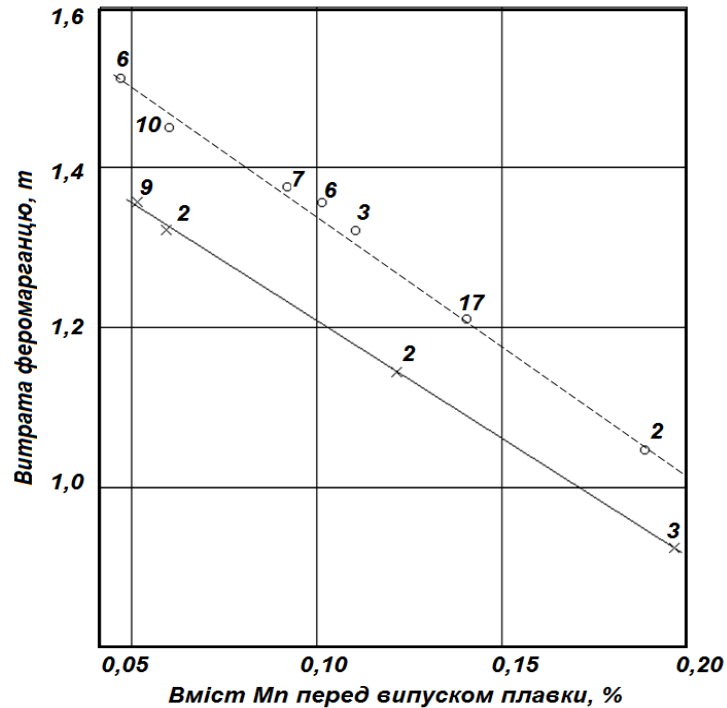
○ - порівняльні плавки, × - дослідні плавки

Рисунок 3.3 – Угар Mn з FeMn при розкисленні сталі в ковші дослідних і порівняльних плавок

За даними дослідних і порівняльних плавок встановлено, що угар марганцю дещо зростає при збільшенні вмісту марганцю в металі перед випуском плавки і зниженні витрати феромарганцю для розкислення. Слід зазначити, що обидва параметри взаємопов'язані, так як збільшення залишкового вмісту марганцю в металі супроводжується зниженням кількості феромарганцю, сідайте в ківш. Останнє зумовлює збільшення угару марганцю внаслідок зменшення введення з феромарганцем елементів-розкислювачів - кремнію, марганцю, вуглецю.

Більш низький угар марганцю, що має місце на дослідних плавках, зумовив можливість зменшення витрати феромарганцю в порівнянні з

плавками поточного виробництва. З наведених на рис. 3.4 даних видно, що витрата феромарганцю на дослідних плавках нижче, ніж на порівняльних, при цьому різниця у витраті збільшується в міру зниження залишкового вмісту марганцю в металі.



○ - порівняльні плавки, × – дослідні плавки

Рисунок 3.4 – Витрата FeMn для розкислення сталі в ковші дослідних і порівняльних плавок

Обробка даних і порівняльних плавок, на яких вміст вуглецю і марганцю в металі перед випуском становило відповідно 0,05 і 0,05-0,06% (найбільш часто зустрічаються на практиці величини при виплавці низьковуглецевих марок сталі), показала, що витрата феромарганцю в ківш при продувці ванни аргоном в середньому склала 1,34 і була на 150 кг нижче в порівнянні зі звичайною технологією.

Таким чином, зниження окисленості металу і шлаку в результаті продувки розплаву аргоном дозволяють при інших рівних зменшити угар присадженого в ківш для розкислення сталі феромарганцю, що дозволяє зменшити його витрати на 100-150 кг.

### **3.2.6 Визначення раціональної концентрації вуглецю в металі перед початком продувки**

У ДСПА-1 комбінату в основному здійснюється виплавка низьковуглецевих марок сталі типу 08Ю, 08кп, 08пс, 1пс, 2пс, 10пс.

Для зниження переокислення металу і шлаку, зменшення витрати феросплавів технологічною інструкцією передбачається зупинка продувки ванни киснем при вмісті вуглецю в металі не менше 0,07%. У той же час узагальнення результатів аналізу про вплив концентрації вуглецю на пластичні і витяжні характеристики холоднокатаного автолиста, отриманих у світовій практиці, свідчать про те, що для категорій витяжки ОСВ і ВОСВ, вміст вуглецю на випуску не повинен перевищувати 0,02-0,04% [7].

Поряд з цим, низьковуглецева сталь однієї марки може мати різне застосування у споживача і тому не завжди обов'язково отримувати дуже низький вміст вуглецю в готовій сталі. Продувку ванни аргонем в цьому випадку слід використовувати для зниження окисленості розплаву і витрати феросплавів в порівнянні із звичайною технологією і підвищення якості металу. У зв'язку з цим виникає необхідність визначення раціональної концентрації вуглецю в металі перед початком продувки ванни аргонем для різних марок сталі в залежності від їх призначення.

Раціональну концентрацію вуглецю перед початком продувки аргонем для різних марок сталі визначали на плівках, проведених з оптимальним продувочним режимом. При цьому продувку ванни киснем закінчували при вмісті вуглецю в металі в діапазоні 0,02-0,13%. Результати дослідних плавок, наведені на рис. 4.5, показують, що продування ванни аргонем призводить до зниження вмісту вуглецю.

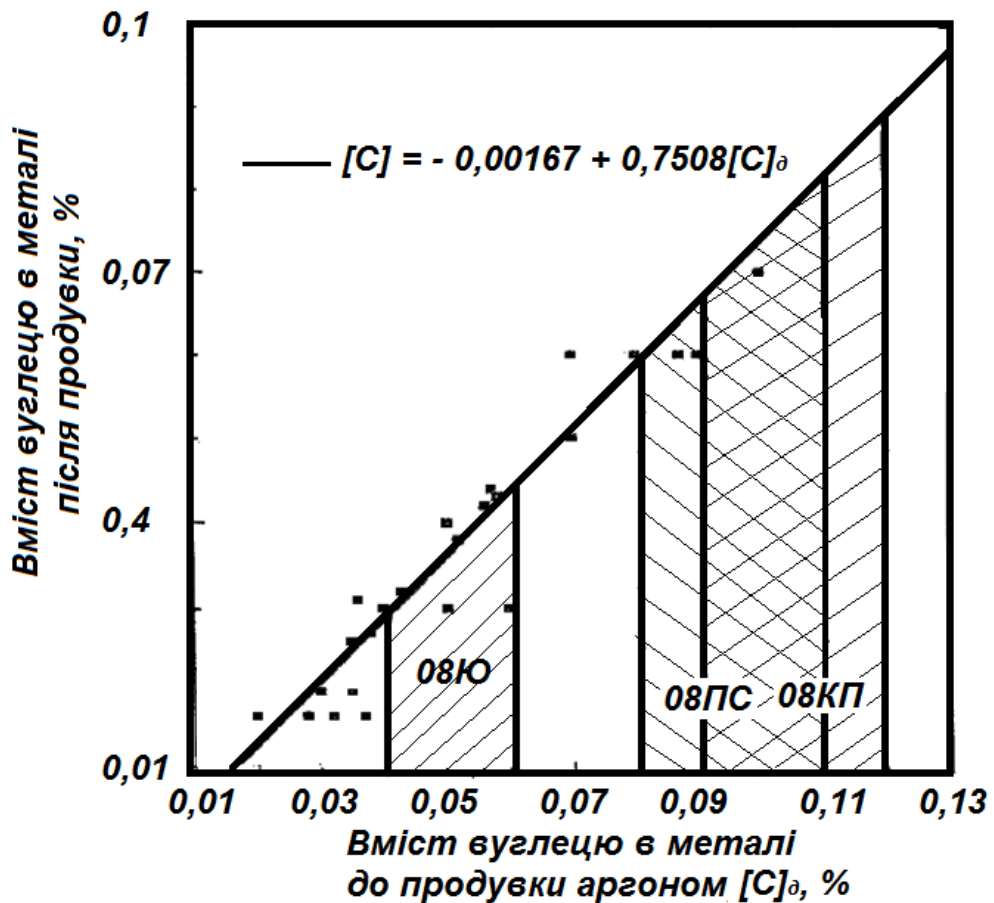


Рисунок 3.5 – Концентрація вуглецю в металі перед продувкою ванни аргоном для різних марок сталі

Величина цього зниження визначалася швидкістю окислення вуглецю, яка при інших рівних умовах зменшувалася (як і при продувці розплаву киснем) в міру зниження концентрації вуглецю в металі. Цим обумовлено, що в процесі обробки розплаву аргоном протягом 5 хв. концентрація вуглецю в металі зменшилася на 0,03, 0,02-0,03, 0,01-0,02 і 0,01% відповідно при початковому його вмісті 0,13-0,10, 0,09-0,08, 0,07-0,05, 0,04% і менше. Аналіз наведених результатів показує, що дані щодо зниження вмісту вуглецю в металі унаслідок продувки його аргоном, отримані розрахунковим шляхом і на практиці, добре узгоджуються.

На рис. 3.5 наведено області раціональних вмістів вуглецю на початку продувки ванни аргоном для марок сталі 08Ю, 08пс і 08кп, призначених для виробництва холоднокатаного тонколистового прокату за ГОСТ 9645-85.

Відповідно до цього ГОСТу вміст вуглецю в готовій сталі зазначених марок відповідно не повинен бути більше 0,07, 0,09 і 0,10%. Виходячи з вищевикладеного, було визначено, що концентрація вуглецю перед початком продувки ванни аргонном, що забезпечує отримання заданого його вмісту в готовій сталі марок 08Ю, 08пс і 08кп, становить відповідно 0,04-0,06, 0,08-0,11 і 0,09-0,12%.

Слід зазначити, що зупинка продувки ванни киснем на більш низькому вмісті вуглецю (0,02-0,03%) при виплавці сталі 08Ю не раціонально, оскільки різке збільшення в цьому випадку концентрації кисню в металі і оксидів заліза в шлаку не компенсується величиною зниження окисленості металу і шлаку в результаті післяпродувочної обробки ванни аргонном.

Отримані залежності можуть бути використані також для визначення концентрації вуглецю в металі перед початком продувки розплаву аргонном і для інших низьковуглецевих марок сталі.

### **3.3 Розробка технологічної інструкції продувки аргонном ДСПА**

Інструкція регламентує порядок подачі аргону через фурми склепіння, а також основні технологічні операції при продувці аргонном для зниження і стабілізації окисленості металу і шлаку, скорочення витрати розкислювачів при виплавці низьковуглецевих марок сталі. Інструкцією передбачається, що продування ванни проводиться через три фурми склепіння з витратою аргону 3000-3200 м<sup>3</sup>/год і зануренням фурм в метал на глибину 100-300 мм нижче рівня розділу «шлак-метал», при цьому температура охолоджуючої фурму води повинна становити 50 - 60 °С. Продування металу аргонном проводиться безпосередньо після продувки ванни киснем, яка припиняється при вмісті вуглецю в розплаві 0,04-0,06% при виплавці сталі 08Ю [1]. Тривалість продувки ванни аргонном для сталі марок 08Ю становить 5 хв. температура металу на початку продувки ванни аргонном повинна бути вище на 10-15 °С температури металу перед випуском плавов без такої продувки. У період



продувки аргоном здійснюється подача палива через пальники у склепінні. Безпосередньо після закінчення продувки плавка випускається з печі [10].

Таким чином, проведені дослідження показали, що внутриагрегатна обробка ванни аргоном забезпечує умови отримання металу з низьким вмістом вуглецю (0,02-0,04%) на випуску плавки без переокислення металу і шлаку. Однак отримання адекватної концентрації вуглецю в готовій сталі не завжди представляється можливим. Це обумовлено тим, що в даний час на комбінаті для розкислення сталі в ковші застосовується менш дорогий високовуглецевий (~ 7%) феромарганець. Застосування такого розкислювача (навіть незважаючи на зниження його витрати на дослідних плавках) призводить до збільшення концентрації вуглецю в готовій сталі на 0,02-0,03%. Для виключення цього негативного фактора необхідно використовувати раніше застосовані марки феромарганцю з низьким вмістом вуглецю (1,5% і менше).

Слід також зазначити, що витрати на аргон (~ 1 м<sup>3</sup>/т) компенсуються зниженням витрати феромарганцю для розкислення металу (100-150 кг/плавку) і не збільшує собівартості металу, що виплавляється.

### **3.4 Дослідження впливу продувки металу аргоном перед випуском плавки на якість сталі**

На ряді дослідних і порівняльних плавок було проведено дослідження макро- і мікроструктури, хімічної неоднорідності і механічних властивостей гарячекатаного листа сталі 08кп, 08пс і 08Ю. Вказане дослідження виробляли на зразках, відібраних по ширині аркуша (край,  $\frac{1}{4}$  і  $\frac{1}{2}$ ) на горизонтах, відповідних 5, 50 і 95% від верху зливка. Дослідні плавки були проведені з раціональним режимом продувки ванни в ДСПА-1 аргоном [7].

Виконана також зіставлена оцінка величини браку металу на 1 переділі, підвищеної обрєзі, а також механічних властивостей холоднокатаного листа сталі 08кп, 08пс і 08Ю за результатами здавальних випробувань плавок з продувкою ванни в печі аргоном і плавок поточного виробництва.

Механічні властивості гарячекатаного листа дослідних і порівняльних плавок задовольнили вимогам ГОСТ 16523-89. Спостерігалось деяке зменшення величини відношення  $\sigma_T/\sigma$  в металі дослідних плавок як сталі 08кп, 08пс, так і 08Ю в порівнянні з аналогічною маркою сталі порівняльних плавок, що повинно сприятливо впливати на штампуємість листа. Величина відносного подовження металу дослідних плавок в середньому склала 36,5% (для сталі 08кп, 08пс) і 38,3% (для сталі 08Ю) і була відповідно вище на 5,2% абс. (15,6% відн.) і 4,4% абс. (13% відн.), ніж на порівняльних плавках [7].

Дослідження макроструктури гарячекатаного листа сталі 08кп, 08пс і 08Ю дослідних плавок свідчить про те, що метал був щільним. Метал порівняльних плавок аналогічних марок сталі в основному був щільним. Однак на окремих плавках в гарячекатаному листі на середньому і нижньому горизонтах спостерігалось розшарування по пластичним і крихким  $\text{SiO}_2$ , а в нижній частині злитка - по шпинелям і  $\text{Al}_2\text{O}_3$ . Це положення, мабуть, обумовлено тим, що характер кипіння металу в виливницях на цих плавках відхилявся від нормального. Останнє в істотній мірі пов'язане з рівнем окисленості металу, який змінюється від плавки до плавки і недостатньо стабільний. Продування розплаву в печі аргонем перед випуском плавки значною мірою стабілізує окисленість металу, що дозволяє істотно оптимізувати інтенсивність його кипіння в виливницях.

Дослідженням мікроструктури зразків металу дослідних плавок встановлено, що найбільш характерними неметалевими включеннями для сталі 08кп, 08пс є шпінелі точкові і у вигляді рядків: в головній частині злитка - від 1 до 5 балів; на 50% висоти злитка - від 1 до 3 балів; донної частини - від 1 до 5 бали, а для сталі 08Ю - включення  $\text{Al}_2\text{O}_3$  від 2 до 3,5 бала по всій висоті злитка. При цьому шпінелі 5 бала спостерігалися в поодиноких випадках.

Включення сульфідів спостерігалися, в основному, в головній (від 1 до 1,5 бала) і в середній частині злитка (від 2 до 3 бали). Включення силікатів тендітних, пластичних і недеформуємих (до 3,5 бала) у вигляді поодиноких

випадків спостерігаються по всій висоті злитка. У металі плавки сталі 08Ю включень сульфідів і силікатів не спостерігалось [4].

Метал злитків порівняльних плавки сталі 08кп, 08сп забруднений в основному алюмінатами, шпинелями і силікатами 1,5 - 5 балів. Найбільша забрудненість металу  $Al_2O_3 > 5$  бала спостерігалось в головній частині злитка. Шпінелі 2-3 бали і силікати 3-4 бали спостерігалися по всій висоті злитків, а силікати 5 бали - в донній частині.

Основними неметалевими включеннями в металі порівняльних плавки сталі 08Ю були алюмінати і шпінелі 1,5-4 бали. У головній і нижній частинах злитків ці включення мали 5 бал. Сульфіди (1 бал) і силікати (3-4,5 бали) спостерігалися в поодиноких випадках.

Мікроструктура металу всіх дослідних плавки відповідає гарячекатаному стану, являє собою цементит + перліт і рекристалізоване зерно фериту.

З наведених результатів дослідження впливає, що метал порівняльних плавки сталі 08кп, 08пс і 08Ю більшою мірою забруднений неметалевими включеннями, особливо оксидами, величина яких перевищувала 5 бал.

Виконана оцінка величини браку металу на 1 переділі за звітний період показала, що на плівках з внутриагрегатною обробкою розплаву аргоном в печі брак 1 переділу склав 0,30% і був нижчим на 0,26% порівняно з плавками поточного виробництва. Брак металу на 1 переділі був менше в основному за рахунок більш низького його значення по дефекту «плена» і «стільниковий міхур».

Аналіз величини підвищеної обрізи за вказаний вище період показав, що цей показник на дослідних плавках склав 0,54% (5,4 кг/т) і був нижче на 0,25% (2,5 кг/т) порівняно з плавками поточного виробництва [12]. Порівняльний аналіз механічних властивостей холоднокатаного листа за ГОСТами 9045-80 і 16523-89 дослідних і порівняльних плавки сталі 08кп, 08пс показав, що при продувці металу в печі аргоном спостерігається поліпшення властивостей за межею текучості (у середньому на 6-8% відн.), тимчасовому опору, відносного подовження (в середньому на 4-5%) і зменшення величини відношення  $\sigma_T/\sigma$ .

Відбраковування листа по ГОСТ 9045-80 на порівняльних плавках з тимчасового опору, відносного подовження склала 3,1% від кожного, в той час як на дослідних плавках вона була відсутня.

Аналіз механічних властивостей холоднокатаного листа товщиною 0,8-1,5 мм сталі 08Ю показав, що спостерігається дещо менші значення величин межі текучості і відношення  $\sigma_T/\sigma_B$  металу дослідних плавків в порівнянні з плавками поточного виробництва, що характеризує здатність сталі до глибшої витяжки. Частотний розподіл  $\sigma_T$  свідчить про те, що 78% випадків значення даного параметра дослідного металу відповідають вимогам категорії витяжки ВОСВ по ГОСТ 9045-80 (на порівняльних плавках цей показник становить 38%).

При цьому відбраковування листа категорій витяжки ОСВ на дослідних плавках було відсутня. У той же час на плавках поточного виробництва спостерігався перекид листа в більш низькі сорти за межею текучості і твердості, який відповідно склав 10,6% (у тому числі 8,5% переведення в категорію витяжки СВ і 2,1% - у категорії ВГ ) і 2,1% (переведення в категорію ВГ) [7].

З наведеного вище випливає, що внутриагрегатна обробка металу аргонном покращує показники механічних властивостей холоднокатаного листа і забезпечує стабільне отримання їх у більш вузьких межах, що відповідають вимогам категорії витяжки ОСВ. Це обумовлено тим, що дана технологія, як показано вище, дозволяє знизити і стабілізувати окисленість металу і шлаку безпосередньо перед випуском плавків при виплавці низьковуглецевих марок сталі.

### **3.5 Розрахунок матеріального балансу плавки в двохванній сталеплавильній печі**

Вихідні дані.

Піч двованна 2 · 250т. Металева частина шихти складається з рідкого чавуну - 65%, скрапу -35%.

Склад вихідних матеріалів приймаємо із заводських даних згідно ДСТУ та затверджених технічних умов комбінату.

Сталь марки 08Ю ДСТУ 4041-71.

Таблиця 3.3 – Хімічний склад металевої частини шихти сталі перед розкисленням і готової сталі 08Ю (%)

Матеріали	C	Si	Mn	P	S
Чавун	4,3	0,55	0,6	0,17	0,035
Скрап	0,35	0,20	0,25	0,035	0,045
Сталь перед розкисленням	0,05	Сліди	0,164	0,015	0,018
Готова сталь	н.б 0,07	н.б 0,01	0,25-0,35	н.б 0,025	н.б 0,025

Таблиця 3.4 – Хімічний склад неметалічних матеріалів, %

Матеріали	SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CO <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O
Вапно	2,00	86,00	2,00	3,00	---	---	6,00	1,00
Доломіт	3,00	53,00	2,60	36,00	2,00	---	3,40	---
Періклазохроміт	4,50	1,50	4,00	66,50	12,70	10,50	0,30	---

1. Розрахунок 1-го періоду плавки, до розкислення.

Розрахунок ведемо на 100 кг металошихти.

Визначаємо середній склад металошихти.

Таблиця 3.5 – Хімічний склад металошихти, %

Матеріали	C	Si	Mn	P	S
Чавун (65%)	2,768	0,356	0,390	0,111	0,023
Скрап (35%)	0,123	0,070	0,088	0,012	0,016
Середній склад	2,891	0,426	0,478	0,123	0,039

Визначаємо скільки має видалитися домішок з ванни на 100 кг металу за період плавки до розкислення, кг.

Вихід сталі приймаємо рівним 0,9. Тоді видаляється хімічних елементів з металошихти:

$$\begin{aligned}
 C & 2,891 - 0,05 \cdot 0,9 = 2,846 \\
 Si & 0,426 - 0 \cdot 0,9 = 0,426 \\
 Mn & 0,478 - 0,164 \cdot 0,9 = 0,33 \\
 P & 0,123 - 0,015 \cdot 0,9 = 0,110 \\
 S & 0,039 - 0,018 \cdot 0,9 = 0,023
 \end{aligned}$$

$$\begin{array}{rcl} \text{Fe (в дим)} & = & 1,100 \\ \hline \text{Всього:} & = & 4,835 \end{array}$$

Тут втрати заліза випаровуванням при продувці ванни технічно чистим киснем приймаємо 1,1%.

Сірка вигорає (окислюється) до  $\text{SO}_2$  на 10%.

$$0,039 : 10 \approx 0,004 \text{ кг.}$$

Визначаємо витрату кисню на окислення цих домішок, кг.

C	→	$\text{CO}_2$	$2,846 \cdot 32/12 = 7,589$
Si	→	$\text{SiO}_2$	$0,426 \cdot 32/28 = 0,487$
Mn	→	$\text{MnO}$	$0,33 \cdot 16/55 = 0,096$
P	→	$\text{P}_2\text{O}_5$	$0,110 \cdot 80/62 = 0,142$
S	→	$\text{SO}_2$	$0,004 \cdot 32/32 = 0,004$
Fe	→	$\text{Fe}_2\text{O}_3$ (в дим)	$1,100 \cdot 48/112 = 0,471$
Всього:			$= 8,789$

Враховуємо, що  $\text{CO}$ , який виділяється з ванни, окислюється в робочому просторі печі до  $\text{CO}_2$

Визначаємо масу утворених оксидів, кг.:

$\text{CO}_2$	$2,846 \cdot 44/12 = 10,436$
$\text{SiO}_2$	$0,426 \cdot 60/28 = 0,913$
$\text{MnO}$	$0,33 \cdot 71/55 = 0,426$
$\text{P}_2\text{O}_5$	$0,110 \cdot 142/62 = 0,252$
$\text{SO}_2$	$0,004 \cdot 64/32 = 0,008$
$\text{Fe}_2\text{O}_3$ (в дим)	$1,100 \cdot 160/112 = 1,571$
Всього:	$= 13,606$

Перехід сірки в шлак, кг:

$$0,023 - 0,004 = 0,019$$

При цьому звільняється кисню, кг.: (кисень у 2 рази легше сірки)

$$0,019 \cdot 0,5 = 0,010$$

Витрата кисню на окислення домішок тоді зменшиться, кг.

$$8,879 - 0,010 = 8,869$$

Визначаємо витрату вапна.

Необхідну кількість вапна визначаємо із співвідношення основності шлаку

$$O_{ш} = \frac{CaO}{SiO_2}$$

для отримання основності 2,6 (середня основність шлаку 2,4 ... 2,8).

Для формування шлаку приймаємо:

Витрата (знос) футеровки в практичних умовах становить:

Доломіту - 1,5 ... 2,0%

Періклазохроміту - 0,07 ... 0,2% від маси металошихти.

Приймаємо: витрату доломіту рівною 1,7 кг., періклазохроміту - 0,1 кг. на 100кг металошихти.

Витрату вапна позначаємо через X.

Кількість CaO, що надходить в шлак з матеріалів складе, кг.

Футеровка:

$$\text{Доломіт } 1,7 / 100 \cdot 53,0 = 0,901$$

$$\text{Періклазохроміт } 0,1 / 100 \cdot 1,5 = 0,002$$

$$\text{Вапно } X/100 \cdot 86,0 = 0,86 \cdot X$$

$$\text{Всього: } = 0,903 + 0,86 \cdot X$$

Кількість SiO<sub>2</sub>, яке надходить в шлак з матеріалів, кг:

$$\text{Металева шихта} = 0,913$$

Футеровка:

$$\text{Доломіт } 1,7 / 100 \cdot 3,0 = 0,051$$

$$\text{Періклазохроміт } 0,1 / 100 \cdot 4,5 = 0,005$$

$$\text{Вапно } X/100 \cdot 2,0 = 0,020 X$$

$$\text{Всього:} = 0,969 + 0,020 \cdot x$$

Виконаємо обчислення X:

$$(0,903 + 0,860X) : (0,969 + 0,020X) = 2,6$$

$$0,903 + 0,860X = 2,6 \cdot (0,969 + 0,020X)$$

$$0,860X - 0,052 = 2,519 - 0,903$$

$$0,808X = 1,616$$

$$X = 2,00$$

Таким чином для створення шлаку з основністю 2,6 вводимо 2,0 кг вапна.

Визначаємо склад кінцевого шлаку.

Таблиця 3.6 – Склад кінцевого шлаку, кг

Оксиди	Матеріали				Разом
	Металошихта	Вапно	Доломіт	периклазо-хроміт	
SiO <sub>2</sub>	0,913	0,041	0,051	0,004	1,009
CaO	-	1,720	0,901	0,002	2,623
MgO	-	0,061	0,612	0,067	0,740
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	-	0,041	0,041	0,004	0,086
S	0,019	-	-	-	0,019
MnO	0,426	-	-	-	0,426
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,252	-	-	-	0,252
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	-	-	0,034	0,013	0,047
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	-	-	-	0,011	0,011
Разом:	1,61	1,863	1,639	0,101	<b>5,213</b>

Крім того, в вапні міститься, кг:

$$\text{CO}_2 \quad 2/100 \cdot 6 = 0,012$$

$$\text{H}_2\text{O} \quad 2/100 \cdot 1 = 0,020$$

в обпеченому доломіті, кг:

$$\text{CO}_2 \quad 1,7/100 \cdot 3,4 = 0,058$$

в періклазохроміті, кг:

$$\text{CO}_2 \quad 0,1/100 \cdot 0,3 = 0,0003$$

Маса шлаку без оксидів заліза становить, кг:  $5,213 - 0,047 = 5,166$

Приймаємо вміст оксидів заліза в шлаку FeO – 16%, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 6% ;

тоді маса шлаку без оксидів заліза (FeO и Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) становить



$$100 - 16 - 6 = 78,0\%$$

Маса шлаку дорівнює, кг. (на 100кг металу)

$$5,166 / 78 \cdot 100 = 6,623.$$

Таблиця 3.7 – Хімічний склад кінцевого шлаку, %

SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	S	MnO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Разом
15,235	39,604	11,173	1,29	0,286	6,432	3,804	0,166	16,000	6,000	100

Фактична основність шлаку (для перевірки):

$$\frac{(\%CaO)}{(\%SiO_2)} = 39,604 : 15,235 = 2,6 \text{ (допускається відхилення } \pm 0,05)$$

Тобто відповідає заданій.

Розрахунок кількості кисню, що надійшов з фурм і атмосфери печі

Маса оксидів заліза в шлаку складе:

$$6,623 - 5,166 = 1,495$$

$$FeO = 6,794 / 100 \cdot 16 = 1,059$$

$$Fe_2O_3 = 1,495 - 1,059 = 0,436$$

Приймаємо, що 90% внесеного футерівкою Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> відновлюється до заліза, а 10% до FeO.

Відновлення Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> до заліза дає, кг.:

$$\text{Кисню } 0,047 \cdot 0,9 \cdot 48 / 160 = 0,013$$

$$\text{Заліза } 0,047 \cdot 0,9 - 0,013 = 0,029$$

Відновлення Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> до FeO дає, кг.:

$$\text{Кисню } 0,047 \cdot 0,01 \cdot 16 / 160 = 0,0005$$

$$FeO \ 0,047 \cdot 0,01 \cdot 0,0005 = 0,004.$$

Ця кількість FeO надходить в шлак.

В результаті окислення заліза утворюється оксидів, кг.:

$$FeO \quad 1,059 - 0,004 = 1,055$$

$$\frac{\text{Fe}_2\text{O}_3}{\quad\quad\quad} = 0,436$$

Всього:  $\quad\quad\quad = 1,491.$

Окислюється заліза, кг.

$$1,055 \cdot 56/72 + 0,436 \cdot 112/160 = 1,128$$

Кількість кисню на окислення заліза, кг.:

$$1,491 - 1,125 = 0,366$$

Буде потрібно кисню на окислення домішок шихти і заліза, кг:

$$8,869 + 0,366 - 0,013 - 0,0005 = 9,221$$

де 8,869 - маса кисню на окислення елементів з металошихти,

0,366 - маса кисню на окислення заліза,

0,013 - маса кисню, що надійшов від відновлення  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  до заліза,

0,0005 - маса кисню, що надійшов від відновлення  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  до  $\text{FeO}$ .

Кількість розчиненого у ванні кисню визначимо за формулою:

$$[\%O_2] = \frac{0,0035 + 0,006[\%C]}{[\%C]}$$

де [% C] - вміст вуглецю в металі перед розкисленням.

$$[\%O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,05}{0,05} = \frac{0,0035 + 0,0003}{0,05} = 0,076 \text{ кг}$$

Вихід сталі дорівнює, кг.:

$$100,000 - 4,835 - 1,125 + 0,029 + 0,076 - 5,000 = 89,145$$

де 100,000 - маса металошихти,

4,835 - маса окислених елементів з металошихти,

1,125 - кількість окисленого заліза до  $\text{FeO}$  і  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,

0,029 - маса відновленого заліза,

0,076 - кількість розчиненого в металі кисню,

5,000 - маса корольків заліза, які перейшли в шлак, (втрати заліза у

вигляді корольків заліза, що заплуталися в шлаку, складають 4 ... 6% від маси металошихти).

Кількість газів від продувки шихти киснем і з шлакоутворюючими, кг:

CO <sub>2</sub> Σ = окислення шихти + в вапні + в доломіті + періклазохроміті,					
	10,436	+ 0,012	+ 0,058	+ 0,0003	= 10,506
H <sub>2</sub> O (з вапна)					= 0,020
SO <sub>2</sub> (окислення сірки з металошихти)					= 0,008
Всього:					= 10,534

Таблиця 3.8 – Матеріальний баланс плавки до розкислення

Надійшло	кг	Отримано	кг
Чавуну	65,000	Сталі	89,145
Скрапу	35,000	Шлаку	6,623
Вапна	2,000	Корольків	5,000
Доломіту	1,700	Газів	10,534
Періклазохроміту	0,100	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (в дим)	1,571
Кисню	9,221		
Разом	113,021		112,873

$$\text{Нев'язка} = (113,021 - 112,873) : 113,021 * 100 = 0,13\%$$

(Припустимо до 0,20%).

3. Розрахунок другого періоду плавки сталі 08Ю.

4. Розкислення сталі.

Розкислення проводиться в ковші при зливні металу в ківш з хімічним аналізом металу на випуску плавки (C, Mn, S) і остаточним розкисленням з легуванням алюмінієм в виливниці.

При виплавці нестаріючої сталі з «киплячою» скоринкою з вмістом вуглецю на випуску 0,08% і менше для попереднього регулювання окисленості металу вводиться чушковий алюміній при наповненні ковша металом на 1/3 висоти (після присадки феромарганцю).

Орієнтовна витрата алюмінію наступна:

при вмісті вуглецю в металі 0,06% і менше - 50-100 кг / ківш,

0,07-0,08% до - 50 кг / ківш.

Сталь 08Ю розкислюють в ковші феромарганцем, % угару підбирають по табл. 3.9 і витраті розкислювачів табл. 3.10. При розрахунку прораховано,

скільки вуглецю вноситься розрахунковою кількістю феромарганцю і після цього проведений розрахунок першого періоду плавки, що установив допустимий вміст вуглецю на випуску плавки залежно від ДСТУ на сталь 08Ю.

Остаточне розкислення проводиться алюмінієвим дробом при розливанні в виливниці в кількості згідно з розрахунком.

Розрахунок розкислення.

Для розрахунку кількості феромарганцю наводимо хімічний склад сталі до розкислення і готової сталі, визначивши недостачу марганцю для заданої марки сталі і з урахуванням угару марганцю від розчиненого в металі кисню і повітря атмосфери при завантаженні розкислювача феромарганцю на струмінь металу.

Таблиця 3.9 – Хімічний склад кінцевої сталі і перед розкисленням в ковші

Найменування	хімічний склад, %						
	C	Mn	Si	Al	S	P	Fe
сталь кінцева	н.б. 0,07	0,25-0,35	н.б. 0,01	0,02-0,08	н.б. 0,025	н.б. 0,020	решта
сталь перед розкисленням	0,05	0,164	сліди	-	0,018	0,015	решта
необхідно ввести в метал	-	0,136	-	0,05	-	-	решта

Хімічний склад розкислювачів наведено у таблиці 2.10.

Таблиця 3.10 – Хімічний склад розкислювачів

Найменування	ДСТУ	хімічний склад, %						
		C	Mn	Si	S	P	Fe	ін. елем
Феромарганець ФМн 78	3547-97	6,50	78,00	1,00	0,03	0,30	14,17	сліди
Алюміній АВ 87	3753-98	-	-	4,00	-	-	1,90	Al = 87,0 Cu = 3,8 Zn = 3,3

Попереднє регулювання окисленості металу здійснюємо введенням чушкового алюмінію 75 кг на ківш, або  $75/2500 = 0,030$  кг на 100 кг металу (від 0 до 0,040 кг на 100кг), при угарі елементів з алюмінію: Al = 85%, Si = 10%.

Прораховуємо кількість елементів, внесених в метал алюмінієм, кг:

$$\text{Si} \quad -0,030 \cdot 0,040 \cdot 0,090 = 0,00003$$

$$\text{Al} \quad -0,030 \cdot 0,870 \cdot 0,150 = 0,00392$$

$$\underline{\text{Fe} \quad - 0,030 \cdot 0,019 \cdot 1,000 = 0,00057}$$

$$\text{Всього:} \quad = 0,00452 \approx 0,005.$$

Прораховуємо кількість елементів, що окислилися з алюмінію, кг

$$\text{Si} \quad -0,030 \cdot 0,040 \cdot 0,010 = 0,00001$$

$$\underline{\text{Al} \quad -0,030 \cdot 0,870 \cdot 0,850 = 0,02219}$$

$$\text{Всього:} \quad = 0,0222 \approx 0,022.$$

На окислення елементів з алюмінію потрібно кисню, кг:

$$\text{Si} \rightarrow \text{SiO}_2 \quad 0,00001 \cdot 32:28 = 0,00001$$

$$\underline{\text{Al} \rightarrow \text{Al}_2\text{O}_3 \quad 0,02219 \cdot 48:54 = 0,01972}$$

$$\text{Всього:} \quad 0,01973 \approx 0,020.$$

Утворюється оксидів з алюмінію, кг:

$$\text{SiO}_2 \quad 0,00001 + 0,00001 = 0,00002$$

$$\underline{\text{Al}_2\text{O}_3 \quad 0,02219 + 0,01972 = 0,04191}$$

$$\text{Всього:} \quad = 0,04193 \approx 0,042.$$

Внесенням міді і цинку при введенні алюмінію 0,030 кг/100кг металу внаслідок малої кількості присадки нехтуємо.

Розраховуємо кількість розкислювача феромарганцю

$$\text{Середній вміст марганцю в сталі} = (0,25 + 0,35) / 2 = 0,30\%,$$

Необхідно ввести в метал марганцю:

(Вміст Mn в сталі - кількість Mn в металі на випуску плавки)

$$0,30 - 0,050 = 0,250.$$

Витрату феромарганцю визначаємо за формулою:

$$P = \frac{a}{b \cdot c}$$

де  $a$  - кількість марганцю, яку необхідно ввести в метал, %;

$b$  - вміст марганцю в розкислювачі, %; (у ФМн 78 = 0,78%)

$c$  - коефіцієнт засвоєння марганцю металом з урахуванням % угару;  
для даної марки сталі угар марганцю з феромарганцю становить 75 %, тобто  
коефіцієнт засвоєння металом марганцю становить

$$c = 1,0 - 0,25 = 0,75$$

Тогда  $P = \frac{a}{b \cdot c} = 0,136 / 0,78 \cdot 0,75 = 0,232$  кг.

З метою отримання середнього вмісту марганцю в сталі з урахуванням виходу придатного близько 92% зменшуємо витрату феромарганцю на 8%.

Витрата феромарганцю складе, кг:

$$M_{\text{FeMn}} = 0,232 \cdot 0,92 = 0,213$$

Приймаємо, що кремній з феромарганцю окислюється на 27%, а вуглець на 20%.

Прораховуємо кількість елементів, внесених в метал феромарганцем, кг:

$$\text{C} - 0,213 \cdot 0,065 \cdot 0,80 = 0,011$$

$$\text{Si} - 0,213 \cdot 0,010 \cdot 0,73 = 0,0015$$

$$\text{Mn} - 0,213 \cdot 0,78 \cdot 0,850 = 0,141$$

$$\text{S} - 0,213 \cdot 0,0003 \cdot 1,0 = 0,00006$$

$$\text{P} - 0,213 \cdot 0,03 \cdot 1,0 = 0,006$$

$$\text{Fe} - 0,213 \cdot 0,142 \cdot 1,0 = 0,030$$

$$\text{Всього:} \quad = 0,1895 \approx 0,19.$$

Прораховуємо кількість окислених елементів з феромарганцю, кг:

$$\text{C} - 0,213 \cdot 0,065 \cdot 0,20 = 0,0027$$

$$\text{Si} - 0,213 \cdot 0,010 \cdot 0,27 = 0,0005$$

$$\text{Mn} - 0,213 \cdot 0,78 \cdot 0,15 = 0,0249$$

$$\text{Всього:} \quad = 0,0281$$

На окислення елементів з феромарганцю потрібно кисню, кг:

$$\text{C} \rightarrow \text{CO} \quad 0,0027 \cdot 16:12 = 0,0036$$

$$\text{Si} \rightarrow \text{SiO}_2 \quad 0,0005 \cdot 32:28 = 0,00057$$

$$\underline{\text{Mn} \rightarrow \text{MnO} \quad 0,0249 \cdot 16:55 = 0,0072}$$

$$\text{Всього:} \quad 0,0113 \approx 0,011$$

Утворюється оксидів з феромарганцю (кількість елемента + кількість кисню), г:

$$\text{CO} \quad 0,0036 + 0,0027 = 0,0063$$

$$\text{SiO}_2 \quad 0,00057 + 0,0005 = 0,001$$

$$\underline{\text{MnO} \quad 0,0072 + 0,0249 = 0,0321}$$

$$\text{Всього:} \quad 0,0394 \approx 0,039$$

Остаточне розкислення алюмінієм проводимо в виливниці з угаром алюмінію 70%, кремнію з алюмінію 5%.

Необхідно внести алюмінію в виливницю (з урахуванням внесеного на струмінь в ківш), кг:

$$(0,08 + 0,02) / 2 = 0,050$$

$$0,050 - 0,004 = 0,046$$

Витрата алюмінію визначаємо за формулою:

$$P = \frac{a}{b \cdot c} = 0,046 / (0,87 \cdot 0,30) = 0,176$$

Знижуємо кількість алюмінію на 8%:

$$0,176 \cdot 0,92 = 0,162$$

Прораховуємо кількість елементів, внесених в метал алюмінієм, кг:

$$\text{Si} - 0,162 \cdot 0,040 \cdot 0,95 = 0,006$$

$$\text{Al} - 0,162 \cdot 0,870 \cdot 0,25 = 0,035$$

$$\underline{\text{Fe} - 0,162 \cdot 0,019 \cdot 1,0 = 0,003}$$

$$\text{Всього:} \quad = 0,044.$$

Внесенням в метал алюмінієм міді і цинку нехтуємо

Прораховуємо кількість елементів, що окислилися з алюмінію, кг

$$\text{Si} - 0,0162 \cdot 0,040 \cdot 0,050 = 0,0003$$

$$\underline{\text{Al} - 0,0162 \cdot 0,870 \cdot 0,75 = 0,1057}$$

$$\text{Всього:} \quad = 0,1060$$

На окислення елементів з алюмінію потрібно кисню, кг

$$\text{Si} \rightarrow \text{SiO}_2 \quad 0,0003 \cdot 32:28 = 0,0003$$

$$\underline{\text{Al} \rightarrow \text{Al}_2\text{O}_3 \quad 0,1057 \cdot 48:54 = 0,0940}$$

$$\text{Всього:} \quad = 0,0943 \approx 0,094$$

Утворюється оксидів з алюмінію, кг:

$$\text{SiO}_2 \quad 0,0003 + 0,0003 = 0,0006$$

$$\underline{\text{Al}_2\text{O}_3 \quad 0,1057 + 0,094 = 0,1997}$$

$$\text{Всього:} \quad = 0,2003 \approx 0,200$$

(Розрахунком по внесенню алюмінієвих штанг для регулювання окисленості металу у виливниці нехтуємо).

Визначаємо кількість кисню, внесеного в метал при завантаженні розкислювачів:

$$M_{\text{кисл. из атм.}} = M_{\text{кисл. на окис. ел. из Al, FeMn и Al в изл}} - M_{\text{раств. в сталі кисл.}}$$

$$M_{\text{кисл. из атм}} = 0,020 + 0,011 + 0,094 - (0,076 - 0,003) = 0,052$$

Переходить з розкислювачів в сталь, кг:

$$0,030 + 0,213 + 0,162 + 0,052 - 0,042 - 0,039 - 0,200 = 0,176$$

де 0,030 - внесений алюміній на струмінь в ківш,

0,213 - внесений феромарганець;

0,162 - внесений алюміній в виливницю;

0,052 - внесений кисень розкислювачами на струмінь металу,

0,042 - маса оксидів з алюмінію в ковші,

0,039 - маса оксидів з феромарганцю;

0,200 - маса оксидів з алюмінію в виливниці.

Вихід сталі після розкислення (було до розкисл. + додалося з Al, FeMn і Al в виливн.), кг:



$$89,145 + 0,176 = 89,321.$$

Вихід шлаку після розкислення (було шлаку + сума оксид. з Al, FeMn і Al, крім CO), кг:

$$6,623 + 0,042 + 0,039 + 0,200 = 6,904$$

Вихід газу CO після розкислення (з FeMn), кг:

$$= 0,0063 \approx 0,006.$$

Матеріальний баланс сталі після розкислення наведено в таблиці 3.11.

Таблиця 3.11 – Матеріальний баланс сталі після розкислення

Надійшло	кг	Отримано	кг
Сталі до розкислення	89,145	Сталі після розкислення	89,321
Шлаке до розкислення	6,623	Шлаке після розкислення	6,904
Алюмінію в ківш (рег. ок.)	0,030	оксид вуглецю	0,006
Феромарганцю	0,213		
Алюмінію в виливницю	0,162		
Кисню з атмосфери	0,067		
Всього:	96,24		96,231

$$\text{Нев'язка: } ((96,24 - 96,231) / 96,24) \cdot 100\% = 0,009\%.$$

Хімічний склад сталі після розкислення наведено в таблиці 3.12.

Таблиця 3.12 – Хімічний склад кінцевої сталі, кг, %

Джерело	C	Si	Mn	S	P	Al	Fe	Разом
Сталь до розкислення	0,05	-	0,16	0,018	0,02	-	88,831	89,078 <sup>x</sup>
Алюміній (в ківш)	-	0,00003	-	-	-	0,004	0,001	0,00503
Феромарганець	0,01	0,0015	0,14	6E-05	0,01	-	0,03	0,18956
Алюміній (в виливницю)	-	0,006	-	-	-	0,035	0,003	0,044
Всього, кг	0,06	0,00753	0,31	0,0181	0,02	0,039	88,865	89,317
Всього, %	0,068	0,008	0,341	0,020	0,024	0,044	99,494	100

Примітка: у сталі до розкислення віднято розчинений кисень, (який пішов з металу при розкисленні).

$$^xM_{\text{сталі до розк.}} = M_{\text{мет. до розк.}} - M_{\text{розчин. кис.}} = 89,145 - 0,076 = 89,069.$$

Виплавлена сталь відповідає хімічному складу марки 08Ю ДСТУ.



## 4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

### 4.1 Аналіз потенційно шкідливих і небезпечних чинників в пічному прольоті мартенівського цеху

Пічний проліт мартенівського цеху є ділянкою підвищеної небезпеки. Він насичений обладнанням та вантажопідйомними механізмами, які працюють в інтенсивному режимі. Склади рухаються в цеху через весь проліт по залізничних коліях відділення, через в'їзди шляху.

До шкідливих чинників, присутніх в розливному прольоті, відносяться: пи́л, гази, шум, теплове та інфрачервоне випромінювання, вібрація, наявність шкідливих газів [22].

Небезпечні фактори характеризуються наявністю: рухомих тепловозів, залізничних составів, автотранспорту, кранів і завалочних машин, вантажів, що переміщуються, наявністю рідких продуктів (чавун, сталь, шлак), обертових частин обладнання, небезпека ураження електричним струмом.

У повітря робочої зони потрапляють такі газоподібні речовини: ангідрид хромовий, бензапирен, оксиди нікелю, оксиду марганцю, оксиди азоту, ангідрид сірчаний тощо.

Сірчаний ангідрид ( $SO_2$ ) володіє дратівливою дією. При контакті з біологічними організмами він викликає запальну реакцію, причому в першу чергу страждають органи дихання, шкіра і слизові оболонки очей.

Оксид азоту (II) потрапляє в організм через дихальні шляхи і утворює в крові метгемоглобін. У робітників може виникнути кашель, задуха, задишка. У важких випадках може розвинути набряк легенів. Спостерігаються також головні болі, серцева слабкість.

Шум є хаотичним поєднанням звуків при роботі мартенівської печі, розливного крана та іншого обладнання. Надмірний шум шкідливо впливає на здоров'я робітників, сприяє виникненню травматизму. Робота в умовах підвищеного шуму протягом всього дня викликає стомлення слухових органів,

тривалий вплив шуму призводить до втрати слуху. Допустимий рівень звукового тиску для робочих місць при 1000 Гц становить 80 дБ [22].

Вібрація характеризується частотою, амплітудою, швидкістю і прискоренням. Джерелом вібрації в цеху є підйомно-транспортне обладнання. Спостерігається загальна вібрація, яка діє на організм людини, на поверхні якої він знаходиться. Довге перебування працівника під дією вібрації викликає у нього вібраційну хворобу - неврит. Допустимі величини вібрації регламентуються спеціальним документом і не повинні перевищувати 2/3 робочого дня при рівні 92 дБ [22].

Запиленість виникає при завантаженні печі, її ремонті, під час плавлення і при випуску металу. Вплив пилу на людину може викликати такі захворювання, як пневмоконіоз, емфізему легенів.

Обслуговуючий персонал двохванної печі, сталевар, підручні сталевара, робота яких, окрім вище перелікованих шкідливих і небезпечних факторів, характеризується високими енергетичними затратами. Надмірне фізичне навантаження викликає стомлення організму, тимчасово знижує працездатність. Крім того, стомлення послаблює опір організму шкідливим впливам на нього, заважає зосередитися і може стати причиною нещасного випадку.

Аналіз шкідливих і небезпечних виробничих факторів та карта умов праці для робочого місця розливальника представлені в таблиці 4.1.

Таким чином, проведений аналіз умов дозволяє зробити висновок про перевищення нормативних показників по рівню шуму, вібрації, інфрачервоного випромінювання. Перевищують допустимі концентрації також кількості пилу, ангідриду хрому, бензапирену, оксидів нікелю та марганцю, ангідриду сірчаного, діоксиду азоту, оксиди хрому та азоту у повітрі робочої зони розливного прольоту мартенівського цеху.

Таблиця 4.1 – Оцінка факторів виробничого трудового процесу сталевара

№	Чинники виробничого середовища і трудового процесу	Нормативне значення	Фактичне значення	III клас: шкідливі і небезпечні умови			Тривалість дії чинників за зміну, %
				I ступінь	II ступінь	III ступінь	
1	Шкідливі хімічні речовини, мг/м <sup>3</sup>						
	1 клас безпеки						
	- ангідрид хромовий	0,01	0,059	-	-	5,9	94
	- бензопирен	0,00015	0,0002	1,3	-	-	94
	- нікель, оксиди нікелю	0,05	0,15	-	3,0	-	94
	- оксиди марганцю, аерозоль конденсації	0,05	0,27	-	-	5,4	94
	2 клас безпеки:						
	- мідь	1,0	2,2	2,2	-	-	94
	3-4 клас безпеки:						
	- ангідрид сірчаний (SO <sub>2</sub> )	10,0	28,5	2,85	-	-	94
- оксиди азоту (NO <sub>2</sub> )	5,0	35,5	-	-	7,1	94	
- діоксиди азоту	2,0	7,4	3,7	-	-	94	
- оксиди хрому	1,0	5,7	-	5,7	-	94	
2	Пил, переважно фіброгенної дії, мг/м <sup>3</sup>						
- кристалічний діоксид кремнію, при вмісті 2...10 %	4,0	45,8	-	-	11,45	60	
3	Вібрація (загальна і локальна), дБ	92	97	-	5	-	80
4	Шум, дБ	80	96	-	-	16	100
5	Мікроклімат в приміщенні:						
	- температура повітря, °С	20	26	-	6	-	94
	- швидкість руху повітря, м/с	0,6	0,4	-	-	-	94
- інфрачервоне випромінювання, Вт/м <sup>2</sup>	140	45	-	-	-	60	
6	Важкість праці						
	Динамічна робота: - потужність зовнішньої праці, Вт	90	3,5	-	-	-	85
Статистична робота: - величина навантаження за зміну, кг·с	130000	124140	-	-	-	85	
7	Робоча поза:						
	- знаходження в нахиленому стані більше 30° 25 % робочого часу	25	24,9	-	-	-	50
- переміщення по цеху, км/зміну	10	6	-	-	-	60	
8	Напруженість праці - зір (категорія зорових робіт)	Робота з матеріалами, які світяться					

Все це дозволяє віднести умови праці до III класу 3 ступеня. За показниками робоче місце слід вважати з шкідливими і небезпечними умовами праці.

#### **4.2 Розробка заходів захисту від впливу небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища мартенівського цеху**

Для запобігання травмування робітників відстань від підлоги робочої площадки до нижньої частини рами завалочної машини повинна бути встановлена не менше 600 мм, а від засіків з заправними матеріалами – не менше 400 мм. Ходові колеса машини завалення необхідно захистити кожухом з зазором між рейками і кожухом не більше 10 мм. Завалочні машини треба обладнати звуковою сигналізацією і гальмами миттєвої дії. Щоб уникнути вибухів, завантаження вологих матеріалів у розплавлену ванну не допускається. Для просушування руди і бокситу слід влаштовувати сушильні установки. З метою безпеки при подачі состава з чавуном ковшами вперед укладач або зчеплювач повинен знаходитися попереду состава. Швидкість руху состава не повинна перевищувати 4 км/год. Щоб уникнути розбризкування чавуну при його зливі до печі, зливний бочок має бути розташований нижче верхнього краю ковша на 100...150 мм, а також очищати його від скрапу і своєчасно ремонтувати.

Для створення безпечних і сприятливих умов праці ширину задньої площадки печі приймають не менше 2,5 м. Захист робітників від тепловипромінювання задньої стінки печі здійснюють теплоекранами, які охолоджуються водою. Застосовують з'ємні огороження. Пульти управління печами розташовують між колонами пічного прольоту проти печей і забезпечують провітрюванням. Для захисту від тепловипромінювання вікна пультів склять товстим склом, товщиною 10...15 мм. Відбір проб металу з печі необхідно проводити сухою ложкою через гляділку при закритому вікні. Довжина ручки повинна бути не менше трьох метрів. Не допускається відбір проби з печі під час кантування газу. Перед взяттям проби, ложка просушується

протягом 15...30 с в глядальці, потім шлакується і після цього відбирається проба металу.

Перед відкриттям льотки сталевар зобов'язаний подати сигнал, який попереджає про випуск плавки. Для запобігання вибухів і викидів металу, футеровку жолобів і ковшів ретельно просушують і прогрівають.

При виконанні робіт необхідно користуватися необхідною формою спецодягу. Приступаючи до роботи, необхідно бути акуратно одягненим і взутим, спецодяг повинен бути застебнута на всі гудзики. Сталевар, підручний сталевара – в суконний одяг, вачагі, черевики, каску (брюки поверх взуття, куртка поверх штанів, волосся прибране під головний убір). Майстер - в суконний одяг, рукавиці, черевики, каску. В залежності від виконуваної роботи і місця роботи, необхідно користуватися засобами індивідуального захисту (ЗІЗ) - окуляри (сині від інфрачервоного випромінювання, білі – від потрапляння пилу), беруші (від шуму), безклапанний респіратор «Пелюстка», протигази (від пилу, шкідливих речовин), каска, вачагі (для захисту від контакту з нагрітими поверхнями).

Для захисту від впливу виробничого шуму в умовах сталеплавильного цеху, застосовують протишумові вкладиші з матеріалу ФПП-Ш. Ці вкладиші («Беруші») розраховані на користування протягом одного дня. Застосовують шумозахисні навушники.

Захист від шуму та вібрації в цеху складається в забезпеченні належної щільності повітроводів, газопроводів, арматури, кожухів печі та повітронагрівачів. Особливу роль у ліквідації впливу шуму і вібрації грають автоматизація і механізація процесів.

Від електричного струму захищають гумові рукавиці, гумовий килимок, вся металева поверхня цеху повинна бути заземлена.

Від інфрачервоного випромінювання у цеху на робочому місці сталевара потрібно передбачити теплозахисні водоохолоджувальні екрани, які встановлюють у стінок і зводів печей, рам робочих вікон, біля сталерозливних канав.

Теплозахисний екран дозволяє локалізувати джерело променистої теплоти, зменшити опромінення на робочих місцях і знизити температуру поверхонь, що оточують робоче місце [23].

### 4.3 Заходи з електробезпеки

Небезпека ураження електричним струмом виникає при зіткненні людини з (заливним або розливним краном, завалочною машиною, заправною машиною тощо) незаземленими струмоведучими частинами робочих установок. За ступенем електробезпеки мартенівський цех відноситься до другого класу небезпеки за наявності високих температур. Дія електричного струму на людину багато в чому залежить від ряду факторів: загальний стан людини, характер включення тіла людини в електричний ланцюг тощо. Порогові значення сили струму (мА):

- 0,6...1,5 при змінному струмі 50...60 Гц - легке тремтіння пальців;
- 5...10 - судоми рук;
- 20...25 - параліч рук, ускладнене дихання, сильні болі.

Також до небезпеки ураження електричним струмом відносяться неструмоведучі частини електрообладнання, які нормально не знаходяться під напругою. Це корпуси електроустаткування, оболонки кабелів (заливного або розливного крану, завалочної машини, заправної машини). Вони можуть виявитися під напругою випадково, в результаті пошкодження ізоляції. Якщо робітник торкається незаземленого корпусу, який опинився під напругою, через людину проходить весь струм замикання на землю.

Безпека експлуатації електроустановок забезпечується наступними заходами: недоступність струмоведучих частин, застосування ізоляції, блокування, застосування малої напруги, застосування трьохфазного струму з ізольованою нейтраллю, захисне заземлення, а для пересувних електроустановок – захисне відключення. Підлогу прольоту виконують не електропровідною.



При обслуговуванні електроустановок застосовують основні та додаткові захисні засоби. До основних відносяться засоби, ізоляція яких надійно витримує робочу напругу установки і при користуванні якими допускається безпосередній дотик до струмоведучих частин, що знаходяться під напругою. До додаткових відносяться засоби захисту, які підсилюють дію основних засобів і які забезпечують безпеку при напрузі дотику і кроковій напрузі. До засобів індивідуального захисту відносяться: ізолююча штанга, ізолюючі кліщі, діелектричні боти, діелектричні рукавиці, ізолюючі підставки [24].

#### **4.4 Заходи пожежної безпеки**

По вибуховій та пожежній небезпеці мартенівський цех відноситься до приміщення категорії Г, оскільки в ньому використовуються горючі речовини, матеріали в гарячому стані або розжареному, виділяється тільки промениста енергія.

У цеху можливі випадки, коли рідкий метал або шлак потрапляють на вологу підлогу, матеріали або конструкції. Такі явища зазвичай супроводжуються вибухами з викидом рідкого металу або шлаку.

Мартенівський цех відноситься до будівель, у яких ступінь вогнестійкості частин будівель І [25].

Для обмеження розповсюдження вогню використовують вогнетривкі матеріали. У місцях підводу газопроводів, в підвальні приміщення будинку встановлюють дренажні пристосування, що запобігають проникнення газу в ці приміщення.

Місце розташування пожежного депо - два кілометри від цеху.

Для запобігання пожеж, необхідно:

протипожежні стіни з межею вогнестійкості - 2,5 год; протипожежні перекриття - 1,0 год; протипожежні двері, вікна - 1,0 год; природна витяжна вентиляційна система з дефлекторами; встановлення вибухозахисного

електрообладнання; встановлення захищених світильників; встановлення автоматичних вимикачів, що не допускають перегріву електричних приладів.

У мартенівському цеху відповідно до норм знаходяться наступні первинні засоби пожежогасіння: вогнегасники марок ОХП-10, ОУ-25, пожежний інвентар (покривала з негорючого полотна, ящики з піском, сокири, лопати, ломи тощо).

## 4.5 Технічні рішення виробничої санітарії

### 4.5.1 Опалення та вентиляція цеху

Надлишок явної теплоти в приміщенні пульта управління відсутній. Для підтримки в приміщенні пульта управління необхідних температурних умов встановлена система водяного опалення. Значення прийнятих допустимих параметрів повітряного середовища в робочій зоні розливного прольоту наведені в таблиці 4.2.

Таблиця 4.2 - Значення прийнятих допустимих параметрів повітряного середовища в робочій зоні розливного прольоту мартенівського цеху

Категорії роботи по тяжкості	Температура повітря на постійних робочих місцях,	Відносна вологість на робочих місцях, %	Швидкість руху повітря в цеху, м/с	Швидкість руху повітря норма, м/с	Температура повітря поза робочих місць, °С
Середня	Холодний 14...16	Холодний 60	Холодний 0,4	Холодний 0,5	15
Тяжка	Теплий 30...35	Теплий 55	Холодний 0,3	Холодний 0,5	30

Для зниження температури на робочому місці передбачається установка пристрою повного кондиціонування повітря [26].

### 4.5.2 Освітлення виробничих приміщень

У мартенівському цеху застосовується природне і штучне освітлення. Для освітлення приміщень, як правило, передбачають газорозрядні лампи низького та високого тиску (люмінесцентні, ДРЛ).

Норму освітленості вибирають в залежності від характеристики зорової роботи, види якої по напруженості ділять на вісім розрядів з підрозрядами.

Розряд залежить від величини об'єкту розрізнення, а підрозряд від фону і контрасту між об'єктом розрізнення та фоном (табл. 4.3).

Найменша освітленість робочих поверхонь і території підприємств, які потребують обслуговування при аварійному режимі, повинна становити 5 % робочого освітлення, але не менш 2 лк всередині будівель і 1 лк для території. Евакуаційне освітлення повинно забезпечувати найменшу освітленість на підлозі основних проходів, на землі і на сходах – 0,5 лк в приміщенні і 0,2 лк на відкритих територіях [27].

Таблиця 4.3 – Прийняті значення освітлення в цеху

Найменування відділення ділянки	Розряд зорової роботи	Освітленість (лк) і коефіцієнт запасу при люмінесцентних лампах			Аварійне освітлення (лк)	
		Система комбінованого освітлення	Система загального освітлення	Коефіцієнт запасу	Для тривалих робіт	Евакуаційне
Розливна ділянка	VII	-	200	1,5	10	0,5

## ВИСНОВКИ

1. У мартенівському цеху металургійного комбінату «Запоріжсталь» розроблена і випробувана в промислових умовах технологія внутриагрегатної обробки металу аргонном, що подається зверху через фурми склепіння перед випуском плавки.

Розробку зазначеної технології здійснювали при плавці в основному якісних низьковуглецевих марок сталі 08Ю, 08кп, 08пс, в тому числі для виробництва автолиста в двохванному сталеплавильному агрегаті (ДСПА).

2. На першій стадії виконання роботи були проведені теоретичні розрахунки термодинамічних і масообмінних процесів, що відбуваються в сталеплавильній ванні, які показали можливість і доцільність отримання сталі з низьким вмістом вуглецю (0,05 % і менше) без переокислення розплаву шляхом післяпродувочного перемішування ванни подових печей аргонном, безпосередньо перед випуском плавки.

Встановлено, що післяпродувочне перемішування ванни інертним газом прискорює дифузійні процеси за рахунок поліпшення конвективного переносу, знижує парціальний тиск окису вуглецю, забезпечує наявність додаткових бульбашок газу у ванні. Це сприяє, особливо при низьких змістах вуглецю (~ 0,05 %), розвитку реакції його окислення за рахунок кисню, розчиненого в металі, і оксидів заліза в шлаку без підведення кисню ззовні.

Розрахунки показали, що величина зниження концентрації вуглецю (в результаті окислення його за рахунок розчиненого в металі кисню) в процесі аргонном продувки не повинна перевищувати 0,03 %, що забезпечується відносно невеликим (менше 1,5 м<sup>3</sup>/т сталі) і реально реалізованою на практиці витратою аргону, подальше зниження вмісту вуглецю супроводжується різким збільшенням витрати аргону, що значно погіршує техніко-економічні показники процесу.

Зазначені положення були підтверджені при проведенні промислових плавок.

3. Газодинамічні розрахунки показали можливість і доцільність використання існуючих на комбінаті верхніх кисневих фурм для післяпродувочного перемішування ванни аргоном стосовно ДСПА. Встановлено оптимальну кількість фурм для продувки ванни з фактично забезпечують на комбінаті витратою аргону 3000-3200 м<sup>3</sup>/год.

4. На базі термодинамічних, кінетичних і газодинамічних розрахунків, аналізу балансу аргону на комбінаті були розроблені вихідні дані, на підставі яких виконаний робочий проект системи підведення аргону до ДСПА-I і відповідно з ним здійснений її монтаж.

5. За результатами промислового випробування продувки металу аргоном на ДСПА-I розроблені та встановлені основні параметри технології післяпродувочного перемішування ванни подових агрегатів нейтральним газом. Подача аргону проводиться безпосередньо після закінчення кисневої продувки через три фурми склепіння із зануренням їх у метал на глибину не менше 150-200 мм нижче рівня розділу «метал - шлак», при цьому температура охолоджуючої фурму води повинна становити 50-60 °С. Продування металу здійснюється з витратою аргону 3000-3200 м<sup>3</sup>/год протягом 5 хв. Для всіх марок сталі. Температура металу перед продувкою ванни аргоном повинна бути вище на 10-15 °С температури металу перед випуском плавки без такої продувки.

6. Встановлено, що обробка ванни аргоном в печі забезпечує отримання низьких вмістів вуглецю в металі на випуску в межах 0,02-0,03 % при концентрації кисню в розплаві приблизно в 1,5 рази нижче, ніж на плавках поточного виробництва. При цьому вміст оксидів заліза в шлаку на 3-5% нижче в порівнянні зі звичайною технологією.

7. Залежно від сортаменту виплавлюваних марок сталі продування ванни киснем припиняється при досягненні концентрації вуглецю в металі 0,04-0,06 % при виплавці сталі 08Ю, 0,08-0,11 % і 0,09-0,12 % - при виплавці сталі марок 08пс і 08кп відповідно.

8. У процесі обробки ванни аргоном вміст марганцю, сірки, фосфору й азоту в металі практично не змінюється.

9. Внаслідок зниження окисленості металу і шлаку, внаслідок продувки розплаву аргонном, угар марганцю при розкисленні низьковуглецевої сталі в ковші зменшується на 4-5% абс., що забезпечує зниження витрати феромарганцю на 0,45-0,65 кг/т в порівнянні з плавками поточного виробництва.

10. Показано, що продування розплаву в печі аргонном при виплавці низьковуглецевих марок сталі 08кп, 08пс, 08Ю дозволяє зменшити забрудненість металу неметалевими включеннями, особливо оксидами, поліпшити механічні властивості холоднокатаного листа за межею текучості (у середньому на 6-8% відн.), тимчасового опору, відносного подовження (в середньому на 4-5% відн.). Відбраковування листа сталі 08Ю категорії витяжки ОСВ за ГОСТ 9045-80 на порівняльних плавках за межею текучості і твердості відповідно склала 10,6 % (у тому числі 8,5 % переведення в категорію витяжки СВ і 2,1% в категорію ВГ) в той час як на дослідних плавках вона була відсутня. Останнє свідчить про те, що внутриагрегатна обробка металу аргонном поряд з поліпшенням показників механічних властивостей холоднокатаного листа забезпечує стабільне отримання їх у більш вузьких межах, що відповідають вимогам категорії витяжки ОСВ.

11. На плавках з продувкою розплаву в печі аргонном величини браку металу на I переділі і підвищеної обрізі були відповідно нижче на 0,26 % і 2,5 кг/т в порівнянні з плавками поточного виробництва.

12. Розроблена технологічна інструкція, яка регламентує порядок подачі аргону через фурми склепіння, а також основні технологічні операції при продувці ванни аргонном для зниження і стабілізації окисленості металу і шлаку, скорочення витрати розкислювачів, поліпшення якості готової продукції при виплавці низьковуглецевих марок сталі.

13. Виконано аналіз впливу основних технологічних параметрів виплавки сталі 08Ю на механічні властивості автолиста категорії витяжки ОСВ на плавках поточного виробництва, проведених в ДСПА-І комбінату. Встановлено, що найбільш сильний вплив на показники механічних

властивостей листа робить вміст вуглецю, концентрації оксидів заліза в шлаку, марганцю і сірки в металі.

14. Проведені дослідження показали, що внутриагрегатна обробка ванни аргоном забезпечує отримання металу з низьким вмістом вуглецю (0,02-0,04 %) на випуску плавки без переокислення металу і шлаку. Однак отримання адекватної концентрації вуглецю в готовій сталі не завжди представляються можливим. Це обумовлено застосуванням на комбінаті для розкислення сталі в ковші менш дорогого високовуглецевого (~ 7 %) феромарганцю. Застосування такого розкислювача (навіть не дивлячись на зниження його витрати на дослідних плавках) призводить до збільшення концентрації вуглецю в готовій сталі на 0,02-0,03 %. Для виключення цього негативного фактора з метою поліпшення якості металу необхідно використовувати, особливо при виплавці сталі 08Ю для виробництва автолиста, феромарганець з низьким вмістом вуглецю (1,5 % і менше).

**ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ**

1. Основи металургійного виробництва металів і сплавів : підручник для металург. спец. вищ. навч. закл. / Д. Ф. Чернега, В. С. Богушевський, Ю. Я. Готвянський [та ін.] ; за ред. Д. Ф. Чернеги, Ю. Я. Готвянського. Київ : Вища шк., 2006. 503 с.
2. Смірнов О. М., Зборщик О. М. Позапічне рафінування чавуну і сталі : навчальний посібник. Донецьк : Ноулідж, 2013. 179 с.
3. Меджибожський М.Я., Харлашин П.С. Теоретичні основи сталеплавильних процесів: навч. посібник. Київ: НМК ВО, 1993. 276 с.
4. Бережний М.М., Пастушенко З.З., Соколова В.П., Чубенко В.А. Теорія будови рідкого, аморфного і кристалічного стану (об'єм поверхні та поверхня в об'ємі): монографія. Кривий Ріг: «Мінерал», 2007. 291 с.
5. Смірнов О.М., Макуров С.Л., Сафонов В.М. Виробництво зливків сталі та промислових сплавів: навчальний посібник. Донецьк: Ноулідж, 2013. – 405 с.
6. Охотський В.Б. Феноменологія сталеплавильних процесів: навч. посібник. Дніпропетровськ: НМетАУ, 2011. 90 с.
7. Чумак М.Г. Матеріали та технологія машинобудування. Київ: Либідь, 2000. 68 с
8. Атаманюк В.В. Технологія конструкційних матеріалів. Київ: Кондор, 2006. 528 с.
9. Готвянський Ю.Я. Фізико-хімічні та металургійні основи виробництва металів: навч. посібник. Київ: ІЗМН, 1996. 392 с.
10. Харлашин П.С., Чаудрі Т.М., Меджибожський М.Я. Основи термодинаміки і кінетики сучасних сталеплавильних процесів: підручник для ВУЗів. Маріуполь, 2009. 340 с.
11. Харлашин П.С. Металургія (проблеми, теорія, технологія, якість): підручник / П.С. Харлашин, Г.С. Єршов, В.П. Тарасов, О.М. Скребцов, В.А. Роянов, В.П. Сударєв. Донецьк: ТОВ «Норд-комп'ютер», 2005. 724 с.



12. Меджибожський М.Я., Харлашин П.С. Теоретичні основи сталеплавильних процесів: навч. посібник. Київ: НМКУ, 1992. 252 с.
13. Харлашин П.С., Чаудрі Т.М. Основи термодинаміки і кінетики сучасних сталеплавильних процесів: підручник для ВУЗів. Маріуполь, 2009. 340 с.
14. Макаревич О. П., Федоров Г. Є., Платонов Є. О. Виробництво виливків із спеціальних сталей. Київ: Видавництво НТУУ «КПІ», 2005. 712 с.
15. Баптизманський В.І., Бойко Б.М., Величко О.Г. Сталеплавильне виробництво. Київ: ІЗМН, 1996. 400с.
16. Хільчевський В. В. Матеріалознавство і технологія конструкційних матеріалів: навчальний посібник. Київ: Либідь, 2002. 328 с.
17. Мовчан В. П., Бережний М. М. Основи металургії. Дніпропетровськ: Пороги, 2001. 336 с.
18. Руденко Л.Ф., Говорун Т.П. Леговані сталі та сплави: навч. посіб. Суми: Сум. держ. ун-т, 2012. 170 с.
19. Куцова В.З., Ковзель М.А., Носко О.А. Леговані сталі та сплави з особливими властивостями: підручник. Дніпропетровськ: НМетАУ, 2008. 349 с.
20. Бережний М.М., Чубенко В.А. Основи проектування технологічних ліній і комплексів металургійних цехів. Монографія. Кривий Ріг: Видавець ФОП Чернявський Д.О., 2009. 430 с.
21. Макаревич О.П., Федоров Г.Є., Платонов Є.О. Виробництво виливків із спеціальних сталей. Київ: Видавництво НТУУ «КПІ», 2005. 712 с.
22. Наказ МОЗ від 14.07.2020 № 1596 «Про затвердження гігієнічних регламентів допустимого вмісту хімічних і біологічних речовин у повітрі робочої зони».
23. ДНАОП 1.1.10-1.01-97 (НПАОП 40.1-1.01-97) ПРАВИЛА безпечної експлуатації електроустановок.
24. СНиП 2.01.02-85\*. Протипожежні норми (Діє ДБН В 1.1-7-2002) ( 2.01.02-85\* ) (СНиП 2.01.02-85\*. Противопожарные нормы (Действует ДБН В 1.1-7-2002)).

- 25.ДБН В.2.5-28-2006 Інженерне обладнання будинків і споруд. Природне і штучне освітлення.
- 26.ДБН В.2.5-67:2013 Опалення, вентиляція та кондиціонування.
- 27.ДСТУ 2867-94 Шум. Методи оцінювання виробничого шумового навантаження. Загальні вимоги.