

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

Кафедра металургії  
(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота / проект

Магістр  
(рівень вищої освіти)

на тему Розробка технології виробництва  
Низькодеформованих конструкційних сталей  
в цехах конвертерного цеха

Виконав: студент V курсу, групи МЕТ-15-83  
спеціальності 138 «Металургія»  
(код і назва спеціальності)  
освітньої програми 138 «Металургія»  
(код і назва освітньої програми)  
спеціалізації \_\_\_\_\_  
(код і назва спеціалізації)

Паркушенко Віталій Вікторович  
(ініціали та прізвище)

Керівник зав.цеху к.т.н. доц. Паркушенко О.П.  
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Рецензент доц. к.т.н. доц. Березина О.Р.  
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Запоріжжя  
2022

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

Кафедра Метаургія  
Рівень вищої освіти Закалавр  
Спеціальність 138, "Метаургія"  
(код та назва)  
Освітня програма 138, "Метаургія"  
(код та назва)  
Спеціалізація \_\_\_\_\_  
(код та назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ  
Завідувач кафедри Вірюшин  
«20» січня 2022 року

ЗАВДАННЯ  
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ/ПРОЕКТ СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)

Парфющенку Віталію Вікторовичу  
(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проекту) Виробка технології виробництва низькометалевих конструкційних сталей в цехах конв'єктерного цеху  
керівник роботи Кириченко О.Г. к.т.н. д-р  
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

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

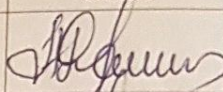
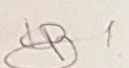
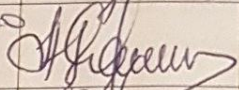
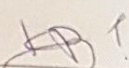
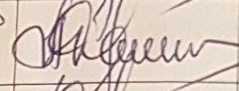
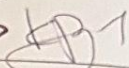
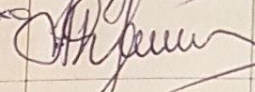

2 Строк подання студентом роботи 30.08.2022

3 Вихідні дані до роботи Інформація технології виробництва низькометалевих конструкційних сталей в цехах конв'єктерного цеху. Визначити закономірності сучасних технологій конв'єктерного виробництва. Науково-технічна література, авторські свідоцтва.

4 Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити) Розрахунок Велуні. Задача на частину. Вибір та розрахунок габаритів параметрів цехового конв'єктера ємністю 250т. Розрахунок шихти та матеріального балансу конв'єктерної плавки конструкційної низькометалевої сталі марки 03Г2 і вироблення плавки на установці ніч-квас.

5 Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)  
Розділ 8, розділ 2, розділ 3, розділ 4, 10 креслень.


## 6 Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1. Загальна частинка	дру. Киряченко О.Г.		
2. Вибір та розрахунок товщин шарів, квант. конверт. 250т	дру. Киряченко О.Г.		
3. Розрах. шкврти та матер. балансу конверт. мавши шари 0,12.	дру. Киряченко О.Г.		
4. Технологічна частинка.	дру. Киряченко О.Г.		

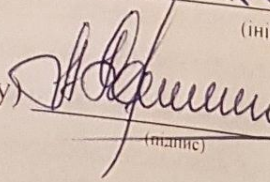
7 Дата видачі завдання \_\_\_\_\_

## КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1.	Вступ. Розрах.	17.01-20.02.22	
2.	1. Загальна частинка.		
3.	Вибір та розрахунок товщин шарів, квант. конвертера сумістю 250т.	02.02-20.02.22	
4.	Розрахунок шкврти та матеріальною балансу конверт. мавши шари 0,12.	21.02-17.03.22	
5.	Технологічна частинка	18.03-10.04.22.	
6.	Графічна частинка.	11.04-11.05.22	
		20.05.2022.	

Студент  (підпис)В.В. Карнауценко  
(ініціали та прізвище)

Керівник роботи (проект)

 (підпис)  
О.Г. Киряченко  
(ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер \_\_\_\_\_  
(підпис)Боренко.О.Р.  
(ініціали та прізвище)

## РЕФЕРАТ

Розрахунково-пояснювальна записка: 73 с., 17 табл., 25 рис., 25 джерел.

### КОНВЕРТЕР, УСТАНОВКА ПІЧ-КІВШ, ПЕРЕРОБНИЙ ЧАВУН, ЛЕГУВАННЯ, ДЕСУЛЬФУРАЦІЯ МЕТАЛУ, ФУРМА, КОНСТРУКЦІЙНА СТАЛЬ, АРГОН, КИСЕНЬ

Тема роботи: Розробка технології виробництва низьколегованих конструкційних сталей в умовах конвертерного цеха.

Мета роботи – розробити технологію виплавки низьколегованих конструкційних сталей в умовах конвертерного цеху з доведенням плавки на установці піч-ківш.

У розділі «Загальна частина» розглянуті загальна характеристика конвертерного виробництва України; представлені технічні вимоги і призначення сталі низьколегованої конструкційної марки 09Г2; обґрунтований вибір технології виплавки сталі марки 09Г2 в конвертері комбінованого дуття з доведенням плавки на установці піч-ківш; надано вимоги до шихтових матеріалів та їх підготовка; проаналізований сучасний стан киснево-конвертерного процесу з комбінованою продувкою.

У розділі «Вибір та розрахунок головних параметрів кисневого конвертера ємністю 250 т» зроблений розрахунок основних розмірів конвертера ємністю 250 тонн; визначена загальна глибини металевої ванни та товщина футеровки конвертера.

У розділі «Розрахунок шихти та матеріального балансу конвертерної плавки конструкційної сталі марки 09Г2 і доведення плавки на установці піч-ківш» проведений розрахунок матеріального балансу плавки до розкислення; окислювального півперіоду з верхнім фурменним дуттям; окислювально-відновлювального півперіоду плавки та другого період: позапічної доводки плавки.

У розділі «Технологічна частина» проаналізована аеродинаміка потоків верхнього дуття і гідродинаміка їх взаємодії з ванною; досліджена роль видів дуття і особливості теплового балансу процесів; розглянуті питання перенесення окислювача у ванні з комбінованим дуттям, продувочного режиму; теплового режиму, процес зневуглицювання ванни, шлакоутворення і окислення шлакоутворюючих елеме-

нтів і фосфору; досліджений процес спалювання реакційних газів; проаналізовано застосування вуглецьвмісних матеріалів та нові розробки конструкцій кисневих фурм і способів продувки.

Запропоновані технологічні рішення переозброєння рекомендуються для дослідно-промислових випробувань в конвертерних цехах України.

## ЗМІСТ

ВСТУП.....	8
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА.....	12
1.1. Загальна характеристика конвертерного виробництва України.....	12
1.2. Технічні вимоги і призначення низьколегованої конструкційної сталі марки 09Г2.....	14
1.3. Обґрунтування вибору технології виплавки сталі марки 09Г2 в конвертері комбінованого дуття з доведенням плавки на установці піч-ківш.....	16
1.4. Технологія конвертерної плавки сталі марки 09Г2 з обробкою на установці піч-ківш.....	16
2 ВИБІР ТА РОЗРАХУНОК ГОЛОВНИХ ПАРАМЕТРІВ КИСНЕВОГО КОНВЕРТЕРА ЄМНІСТЮ 250 Т.....	24
2.1 Основні розміри конвертера ємністю 250 тонн.....	24
2.2. Визначення загальної глибини металевої ванни.....	25
2.3. Визначення товщини футеровки конвертера.....	26
3 РОЗРАХУНОК ШИХТИ ТА МАТЕРІАЛЬНОГО БАЛАНСУ КОНВЕРТЕРНОЇ ПЛАВКИ КОНСТРУКЦІЙНОЇ НИЗЬКОЛЕГОВАНОЇ СТАЛІ МАРКИ 09Г2 І ДОВЕДЕННЯ ПЛАВКИ НА УСТАНОВЦІ ПІЧ-КІВШ...	29
3.1. Розрахунок матеріального балансу плавки до розкислення.....	29
3.2. Окислювальний півперіод з верхнім фурменним дуттям.....	30
3.3 Окислювально-відновлювальний півперіод плавки.....	35
3.4. Другий період: позапічна доводка плавки.....	37
4. ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА.....	43
ДОСЛІДЖЕННЯ ФІЗИКО-ХІМІЧНИХ ПРОЦЕСІВ ВИПЛАВКИ СТАЛІ В КОНВЕРТЕРАХ КОМБІНОВАНОГО ДУТТЯ	
4.1 Аеродинаміка потоків верхнього дуття і гідродинаміка їх взаємодії з ванною.....	43
4.2. Роль видів дуття і особливості теплового балансу процесів.....	45
4.3. Перенесення окислювача у ванні з комбінованим дуттям.....	46
4.4. Продувочний режим.....	48
4.5. Тепловий режим.....	53
4.6. Процес зневуглецювання ванни.....	54

4.7. Шлакоутворення і окислення шлакоутворюючих елементів і фосфору.....	57
4.8. Спалювання реакційних газів в конвертерах з комбінованим дуттям.....	59
4.9. Застосування вуглецьвмісних матеріалів.....	62
4.10. Процеси з малою кількістю шлаку в конвертері.....	65
4.11. Використання комбінованої продувки для збільшення частки брухту в металевій шихті.....	66
ВИСНОВКИ.....	71
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ.....	72

## ВСТУП

Металургійна промисловість – одна з найважливіших комплексних галузей у сучасній структурі промислового комплексу України. Ця галузь посідає одне з провідних місць в економіці нашої держави. Продукція гірничо-металургійного комплексу має велике значення у зовнішній торгівлі України, є її головною експортно-проможною галуззю. На сьогодні гірничо-металургійний комплекс дає понад 40 % валових надходжень до бюджету держави.

Роль і значення цього комплексу визначається насамперед тим, що він випускає метал для машинобудування і є фундаментом розвитку всіх його галузей. Металургійне виробництво охоплює чорну і кольорову металургію з такими основними етапами виробничого процесу: видобуток сировини, її збагачення, виплавка металів і прокатне виробництво. Усі галузі металургії мають подібну технологію переробки сировини – пірометалургію та електрометалургію. Застосовується електротермічний (чорна металургія) та електрохімічний (кольорова металургія) способи виплавки металів.

Чорна металургія охоплює процеси видобутку і підготовки сировини, палива, допоміжних матеріалів, виплавлення чавуну, сталі та виробництво прокату. До її складу входять: видобуток, збагачення та агломерація залізних, марганцевих і хромітових руд; виробництво чавуну, доменних феросплавів, сталі та прокату; виробництво електроферосплавів; вторинна переробка металів; коксування вугілля; виробництво вогнетривів; видобуток допоміжних матеріалів (флюсових вапняків, магнетиту та ін.); випуск металічних виробів виробничого призначення. Головними стадіями виробництва у чорній металургії є виробництво чавуну, сталі й прокату.

Чорна металургія України сформувалась і функціонує в районах залягання палива й залізних руд (Донецький та Придніпровський економічні райони). Для підприємства, що належать до металургійного комплексу, характерні висока концентрація виробництва, великі масштаби використання сировини, палива і допоміжних матеріалів, широкий розвиток комбінування. Райони розвитку чорної металургії виконують роль гірничо-металургійних баз країни.

Головні напрями розвитку чорної металургії на сучасному етапі пов'язані із впровадженням нових технологій виплавлення сталі. Зокрема, це застосування киснево-конвертерного й електроплавильного способів і скорочення мартенівського



способу; вдосконалення структури прокатного виробництва шляхом випереджаючого зростання випуску холоднокатаного листа, високоточних профілів прокату з термічною обробкою, економічних і спеціальних видів сталевих труб, застосування нового способу виплавлення сталі на основі прямого відновлення заліза із руд, розвиток порошкової металургії та ін.

За рівнем розвитку концентрації виробництва чорних металів Україна випереджає навіть розвинені капіталістичні країни. Майже 98 % чавуну і сталі виплавляється на підприємствах з річною потужністю понад 1 млн т. Сучасні підприємства чорної металургії за характером внутрішніх технологічних зв'язків можна назвати металургійно-енергохімічними комбінатами з повним циклом. Вони розміщені у двох економічних районах України – Донецькому і Придніпровському. Крім комбінатів з повним циклом, працюють також підприємства "переробної металургії", сировиною для яких є металобрухт. На великих машинобудівних підприємствах діють спеціалізовані цехи для виробництва сталі та прокату – "мала металургія"

Споживання сталі в Україні цього року впаде на 2% (до 6,2 млн. т), а в наступному не перевищить 6,7 млн. т.

Сталь – один з основних експортних продуктів в Україні. Так, за 2018 р., за даними Держстату, експорт чорних металів склав 18,4 млрд. дол., що становить 27% від усього обсягу експорту в Україні.

Таким чином, зростання вітчизняного виробництва чорних металів багато в чому залежить від ситуації на світовому ринку, яку на сьогоднішній день досить складний спрогнозувати. При цьому в короткостроковій перспективі навряд чи можна чекати відновлення попиту на докризовому рівні. Швидкому виходу з кризи вітчизняної металургії може сприяти розвиток внутрішнього ринку металопродукції, на якому доки теж спостерігаються негативні тенденції: падає попит з боку будівельної галузі, машинобудування, трубній промисловості і ін. [1].

Високому зростанню обсягів виробництва світова металургія зобов'язана перш за все конвертерному способу. В даний час в світі експлуатується близько 280 киснево-конвертерних цехів, що мають у своєму складі до 700 конвертерів, що виробляють 65,5% від сумарного світового обсягу металу (811 млн. т в 2018 році). При цьому, тільки 18 цехів у світі мають у своєму складі надвеликі конвертери ємністю 290-300 т і більше. Чотири з них знаходяться в Росії (Череповецький, Магнітогорський, Новолипецький і Західносибірський меткомбінати), чотири – в Японії (JFE

Steel, заводи Mizushima і Keihin; Nippon Steel, заводи Yawata і Kimitsu), два – в Німеччині (TKS ThyssenKrupp Stahl і Arcelor Mittal, завод Stahlwerke Bremen), по одному – в Україні ("Азовсталь"), США (Weirton Steel), Південній Кореї (Posco), Польщі (Arcelor Mittal, завод Huta Katowice), Великобританії (Corus/Tata Steel, завод Scunthorpe), Франції (Arcelor, Fos sur Mer), Індії (компанія SAIL, завод Bokaro) і Нідерландах (Corus/Tata Steel, завод Hoogovens IJmuidenBV). При цьому, як показує практика, конвертерний цех у складі трьох 400-тонних конвертерів може забезпечити річний обсяг виробництва на рівні 10 млн.т.

У числі основних виробників сталі в кисневих конвертерах слід назвати КНР, Японію, США, Росію, Південну Корею, Бразилію, Україну, Індію й ін. Звертає на себе увагу той факт, що 5 провідних виробників забезпечують дві третини, а 10 провідних виробників – чотири п'ятих її світового виробництва.

Серед усіх способів конвертерної плавки сталі комбінована продувка займає одну з ведучих ролей. Основні переваги комбінованої продувки при подачі нейтральних газів через дно в порівнянні з верхньою продувкою: зменшення спінювання ванни і відсутність викидів; більш низька окисленість шлаку та металу протягом усієї продувки; більш високий вихід придатного металу через зменшення викидів і втрат заліза з шлаком в вигляді оксидів; більш повне видалення в шлак фосфору і сірки, що дозволяє знизити витрату шлакоутворюючих; крім того, поліпшується засвоєння шлаком вапна; можливість виплавляти низьковуглецеву сталь без отримання переокислення шлаку і великих при цьому втрат заліза; деяке зменшення кількості окисленого при продувці марганцю; за технологією, що передбачає допалення СО в порожнині конвертера, краще засвоєння ванною тепла від допалювання СО, що дозволяє збільшити витрату брухту в більшій мірі, ніж при продувці зверху. Недоліком конвертерного процесу з комбінованою продувкою вважають необхідність зниження витрати брухту (або збільшення витрати чавуну на 5-10 кг/т сталі) у зв'язку з тим, що зменшується прихід тепла від окислення заліза в шлак і витрачається тепло на нагрівання холодних нейтральних газів.

Однією з найважливіших проблем сучасного конвертерного виробництва є збільшення частки брухту, що переробляється. Особливо гостре значення ця проблема набула у зв'язку з виведенням з експлуатації мартенівських печей. Запропоновано ряд варіантів процесів як при верхній, так і донній продувці, які дозволяють скоротити витрату рідкого чавуну і відповідно збільшити частку брухту. Слід зазна-

чити, що у вирішенні цієї проблеми вітчизняні конвертерні цехи досягли значних успіхів.

Кваліфікаційна робота присвячена вивченню процесу виплавки низьколегованих конструкційних марок сталей в технології комбінованої продувки сталі в кисневому конвертері 250 т з подальшою обробкою на установці піч-ківш.

## 1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

### 1.1. Загальна характеристика конвертерного виробництва України

В світовому сталеплавильному виробництві протягом останніх десятиліть склалося стійке співвідношення між основними способами виплавки сталі: близько 60% сталі виробляють в конвертерах, а інші – в електричних печах (34%) та інших агрегатах. За оцінкою Міжнародного інституту чавуну і сталі мартенівське виробництво представляє сьогодні у світовій виплавці сталі близько 4%. Практично у всіх регіонах світу потужності конвертерного способу виробництва перевищують інші, незважаючи на збільшення в ряді країн частки сталі, отриманої в електричних печах.

Киснево-конвертерному способу виробництва сталі властивий динамічний шлях вдосконалення конструкції конвертерів, технологічних процесів і організації виробництва. Класична технологія верхньої кисневої продувки і її модифікації у вигляді різноманітних комбінованих процесів у поєднанні з розвиненою ковшовою обробкою металу і безперервним розливанням сталі створюють широкі можливості для отримання сталі, відповідної вимогам постійно мінливої кон'юнктури ринку металів.

Між тим, спостережуване в останнє десятиліття зростання обсягів виробництва конвертерної сталі в світі досягнуте, головним чином, за рахунок КНР, в меншій мірі – Росії, України, Японії та Індії. У той же час, річні обсяги її виробництва знизилися в США (більше ніж на 10 млн. т) і країнах ЄС 15 (на 5,5 млн. т). Виходячи з того факту, що Японія, Росія і Україна відомі як провідні експортери металопродукції на світовому ринку, ситуація на якому вельми складна, можна припустити, що серйозного приросту обсягів такої продукції в США і Європі не буде. Можливо, що в РФ і Україні певний приплив конвертерної сталі реальний у разі реструктуризації цехів з мартенівськими печами.

Так, в останні два роки найбільш значимим інноваційним проектом в Україні є реконструкція сталеплавильного виробництва Алчевського меткомбінату. При цьому відповідною програмою передбачалося будівництво нового киснево-конвертерного цеху з масою плавки 300 т (генпідрядник – Siemens VAI). Основний прогрес в киснево-конвертерному процесі буде досягатися в частині його технологічного вдосконалення і автоматизації, які будуть забезпечувати додатковий енерго- і

ресурсозберігаючий ефект, велику екологічну безпеку при підвищенні питомої продуктивності, а також забезпечувати оптимальні економічні показники [1].

Розглянемо основні напрямки розвитку конвертерного процесу, що забезпечують підвищення якості металу.

Наприклад, оперативний контроль за ходом киснево-конвертерної плавки видається дуже важливим елементом, що забезпечує контроль хімічного складу металу і його температури, а також ваги плавки, металобрухту, залізної руди (або окалини), обпаленого вапна й доломіту. Така стратегія, в кінцевому рахунку, мінімізує кількість додувок і добавок охолоджувача. Використовувані системи автоматичного контролю і управління процесом конвертерної плавки базуються або на статистичних, або на динамічних моделях. У першому випадку застосовуються комп'ютерні аналоги з накопиченим в даних виробничих умовах статистичним матеріалом. Однак такі моделі вимагають досить точної інформації про хімічний склад, вази і температури металу, що заливається і завалюються скрапу, а також про хімічний склад і розмірах шматків вапна, доломіту і інших флюсів. На практиці це не завжди можливо забезпечити, так що точність таких моделей, як правило, не задовольняє виробників. Тому прямим розвитком процесу моделювання стало введення в них допоміжних параметрів, контрольованих по ходу плавки.

Що стосується розробок в області дуттєвих режимів, то з середини 70-х років, багато провідні металургійні компанії, в тому числі українські, приступили до розробки своїх модифікацій киснево-конвертерного процесу, зводячи все, по суті, до організації комбінованої (верхній і донної) продувки з урахуванням специфіки кожного конкретного сталеплавильного виробництва. На практиці розрізняють такі схеми комбінованої продувки з вдуванням:

- кисню зверху і інертного (Ar) або нейтрального (N<sub>2</sub>) газу через пористі елементи, встановлені в днищі;
- кисню зверху і суміші "кисень – природний газ" через донні фурми;
- кисню зверху і інертного (Ar) або нейтрального (N<sub>2</sub>) газу через не охолоджувані фурми, установлені в днище.

Вибір варіантів комбінованого процесу залежить від багатьох факторів і визначається, перш за все, сортаментом виплавленої сталі, наявністю достатньої кількості чавуну і вимогами економічного і кон'юнктурного характеру.

Удосконалення технології конвертерного процесу є найбільш актуальним завданням сучасної чорної металургії. У силу того, що 70% сталі в світі виробляється даним способом, існує гостра потреба оптимізації витрат для нього. Для вітчизняних підприємств це особливо важливо, тому що вони знаходяться на стадії реформування і реорганізації своїх технологій. Питанню вдосконалення конвертерного процесу приділяється величезна увага і в країнах СНД, і в Європі, і в Японії, і в США, що зайвий раз доводить важливість порушеного питання. Вирішенням даної проблеми займалися і займаються такі вчені: Протопопов Є.В., Меджибозький М.Я., Харлашин П.С., Соколов В.В., Комшуков В.П., Айзатулов Р.С., а також багато закордонних вчених.

В даний час в Україні шість конвертерних цехів (металургійні комбінати "Арселор Міттал Кривий Ріг", "Азовсталь", ім. Ілліча та ДМК, а також Дніпровський і Єнакіївський металургійні заводи), що мають у своєму складі 16 кисневих конвертерів і один конвертер для газокисневого рафінування (завод "Дніпроспецсталь"). Примітно те, що в більшості з них розливання сталі здійснюється на МБЛЗ (виняток – "Арселор Міттал Кривий Ріг" і Дніпровський металургійний завод).

## 1.2. Технічні вимоги і призначення низьколегованої конструкційної сталі марки 09Г2

Сталь конструкційна низьколегована для зварних конструкцій.

Замінник – сталі: 10Г2, 09Г2С, 09Г2Д, 09Г2Т.

Вид поставки: сортовий прокат, в тому числі фасонний: ГОСТ 19281-73, ГОСТ 2590-71, ГОСТ 2591-71, ГОСТ 8239-72, ГОСТ 8240-72, ГОСТ 5521-76, ГОСТ 8509 – 86, ГОСТ 8510-86, ГОСТ. Лист товстий ГОСТ 19282-73, ГОСТ 19903-74. Лист тонкий ГОСТ 17066-80, ГОСТ 19903-74, ГОСТ 19904-74. Смуга ГОСТ 19282-73, ГОСТ 82-70, ГОСТ 5521-76. Кування й ковани заготовки ГОСТ 1133-71.

Призначення – стійки ферм, верхні обв'язки вагонів, хребтові балки, двотавр та інші деталі вагонобудування, деталі екскаваторів, елементи зварних металоконструкцій та інші деталі, що працюють при температурі від – 40 до + 450 °С.

Таблиця 1.1 – Хімічний склад сталі 09Г2, % (ГОСТ 19281-89)

C	Si	Mn	Cr	Cu	Ni	P	S	N	As
			Не більш						
До 0,12	0,17-0,37	1,4-1,8	0,30	0,30	0,30	0,035	0,040	0,008	0,08

Технологічні властивості:

- температура кування, °С;
- початку 1250, кінця 850.
- зварюваність – зварюється без обмежень.
- способи зварювання: РДС, АДС, під флюсом і газовим захистом, ЕШС.
- схильність до відпускнуї крихкості – не схильна. Флокеночутливість – не

чутлива

Основними споживачами такої сталі є машинобудування, вагонобудування, сільськогосподарська промисловості, які застосовують її для стійок ферм, деталей екскаваторів, верхніх об'язок вагонів, хребтових балок, двотаврів і інших деталей вагонобудування, елементів зварних металоконструкцій та інших деталей, що працюють при температурі від – 40 до + 450 °С.

Така марка сталі повинна володіти особливими технологічними властивостями і в залежності від призначення задовольняти особливим вимогам. Вельми важливою вимогою, яка пред'являється у всіх випадках застосування такої сталі, є повна відсутність старіння, тобто збереження сталості властивостей в процесі тривалої експлуатації машин і приладів. Крім перерахованих властивостей сталь повинна володіти хорошою міцністю і зварюваністю при виготовленні деталей екскаваторів, стійок ферм, а також мати хорошу поверхню, придатну для покриттів.

Найбільш істотний вплив на властивості такої сталі надає вуглець, який при підвищеному вмісті зменшує розмір зерен фериту і після відпалу призводить до його виділенню у формі структурно вільних карбідів або графіту, що дуже негативно позначається на властивостях і призводить до неоднорідності механічних властивостей.

На показники властивостей шкідливий вплив також надають сірка, марганець і кисень, Вміст яких має бути обмеженим. Так, за даними, при їх підвищеному вмісті подрібнюється зерно фериту, збільшуються питомі втрати. Кремній для цієї групи сталі є також небажаним елементом, так як він знижує магнітну індукцію, яка є найбільш важливим показником для деяких машин, де її величина має першорядне значення.

Тому підвищення якості сталі є однією з найважливіших проблем сучасного машинобудування.

### **1.3. Обґрунтування вибору технології виплавки сталі марки 09Г2 в конвертері комбінованого дуття з доведенням плавки на установці піч-ківш**

В даний час в мартенівському цеху ПАТ «Запоріжсталь» низьковуглецева сталь марки 09Г2 виплавляється в двохванному сталеплавильному агрегаті з доведенням плавки і доокисленням вуглецю до низького рівня (до 0,12%) аргоноокисневим дуттям.

Для умов модернізації сталеплавильного виробництва на комбінаті з побудовою конвертерного комплексу доцільно для виплавки цієї марки сталі використовувати кисневий конвертер ємністю 250 тонн з комбінованою продувкою, що дозволить доокислити вуглець до заданого низького вмісту аргоноокисневою продувкою.

Одночасно продування аргоном перемішує метал за обсягом конвертера рафінуючи метал від неметалічних включень і частково від газів, знижуючи окисленість металу на випуску плавки, що дозволить знизити витрату розкислювачів і відповідно знизити забрудненість металу в печі-ковші з остаточним легуванням алюмінієм з малою мірою чаду, а наводячи новий високоосновний шлак одночасно досягається деяка десульфуріяція металу. Така технологія дозволить отримувати сталь марки 09Г2 більш високої якості, ніж при виплавці в ДСПА в умовах мартенівського цеху.

### **1.4. Технологія конвертерної плавки сталі марки 09Г2 з обробкою на установці піч-ківш**

#### *Підготовка конвертера до роботи*

На початку зміни після ремонту або тривалого простою конвертера змінний технологічний персонал перевіряє обслуговуване їм обладнання. Результати огляду заносяться в спеціальні журнали. Після тривалого простою конвертера або підключення в роботу нової продувної фурми перевіряють її справність шляхом короткочасного відкриття кисню при опусканні фурми до входу в горловину конвертера.

На другій плавці після холодного ремонту та на першій плавці після гарячого ремонту конвертера (підварювання), при переході на нову фурму, а також щодоби в денну зміну проводиться вимірювання положення фурми щодо рівня спокійної ванни.

Вимірювання положення фурми проводять сталевар і майстер конвертерів відразу після продувки плавки в наступному порядку: між вимірювальною фурмою і



вимірювальним блоком машини заміру параметрів плавки кріпиться спеціальний кронштейн, в який вставляється і закріплюється киснева трубка довжиною не менше 2 м, фурма опускається в конвертер до положення 1 м над рівнем спокійного металу по свідченню датчика (сельсина), через 7 с фурма піднімається, виймається киснева трубка і проводиться вимір її залишкової довжини.

Контроль за виміром положення фурми здійснює старший майстер конвертерного відділення.

Перед першою плавкою і на початку кожної зміни машиніст дистрибутора разом з черговим електриком служби технологічної автоматики перевіряє правильність показання сельсина положення фурми, опускаючи її до кінцевих вимикачів.

Перед кожною плавкою машиніст дистрибутора перевіряє правильність показання сельсина положення фурми по зрізу горловини.

Огляд продувної фурми проводиться майстром конвертерів, бригадиром енергетиків, машиністом дистрибутора, сталеваром і першим підручним сталевара конвертера.

Огляд здійснюється після продувки плавки, щозміни перед початком роботи і після вимірювання положення фурми. Результати огляду фурми і вимірювання її положення реєструються машиністом дистрибутора в спеціальному журналі. У період межплавочних простоїв конвертер рекомендується встановлювати горловиною донизу з кутом нахилу, що запобігає обвалення футеровки.

Майстер і сталевар оглядають футеровку конвертера після кожної плавки і тривалого простою. При необхідності організовують підварку футеровки і ремонт сталевипускного отвору.

Конвертер віддається під плавку по команді сталевара після перевірки обслуговуючим персоналом готовності всіх систем, механізмів і обладнання.

### *Шихтовка плавки і завантаження конвертера*

Шихтовка плавки ведеться сталеваром спільно з машиністом дистрибутора під керівництвом майстра конвертерів з розрахунку закінчення продувки при заданих майстром конвертерного відділення вмісті вуглецю, температурі металу і основності кінцевого шлаку.

Маса металошихти повинна забезпечувати масу рідкої сталі в кількості не більше 250 т і слив всього металу з конвертера в сталерозливний ківш.

Масу чавуну та металобрухту для плавки встановлюють за рекомендацією АСУТП з урахуванням виду позапічної обробки, якості брухту і вапна.

Маса чавуну і брухту повинна забезпечувати температуру металу після продувки з відхиленням від заданої не більше ніж на  $20\text{ }^{\circ}\text{C}$ . При недотриманні цих вимог виробляють перехід на іншу шихтовку плавки, причому на кожні  $\pm 20\text{ }^{\circ}\text{C}$  витрата чавуну змінюють на  $\pm 5\text{ т}$  металошихти прийнята в співвідношенні: чавун 80%, лом сталевий 20%.

Витрата вапна в залежності від маси чавуну, вмісту кремнію в ньому і необхідної основності шлаку.

Завалку брухту і заливку чавуну в конвертер виробляють після зміни футеровки дозволяється починати при температурі футеровки не менше  $1000\text{ }^{\circ}\text{C}$ . Металобрухт завантажують в конвертер до заливання чавуну, за винятком першої плавки після ремонту футеровки.

Чавун подають на робочу площадку перед випуском попередньої плавки і заливають в конвертер при наявності підготовленого сталерозливних ковша, готовності ВБРС або складу

Забороняється завантаження брухту та заливка чавуну в конвертер за наявності на ньому рідкого металу і шлаку, попаданні в конвертер води. Перед заливанням чавуну повинні бути підготовлені жужільна чаша, сталерозливних ківш і машини безперервного розливання сталі. Тривалість заливки чавуну повинна бути не менше 4 хвилин. По закінченні заливки чавуну конвертер встановлюється у вертикальне положення для продувки.

#### *Режим ведення плавки.*

Після завалювання брухту і зливу чавуну починається продувка ванни азотом (аргоном) знизу з інтенсивністю  $20 \div 30\text{ нм}^3/\text{хв.}$  і киснем зверху з інтенсивністю  $1000\text{-}1200\text{ нм}^3/\text{хв.}$  Продування киснем здійснюється по ступінчастому режиму: перші 3-5 хв. продувки витрата кисню –  $1200\text{ м}^3/\text{хв.}$ , решту часу продувки –  $1000\text{ м}^3 / \text{хв.}$  Тривалість продувки становить 15 хв.

Продувку плавки, повалку конвертера, відбір проб, замір температури металу і випуск плавки виробляють під керівництвом майстра виробництва.

Команду на початок продувки першої плавки в зміні чи плавки після тривалої зупинки конвертера майстер виробництва дасть після того, як обслуговуючий персонал перевірить і доповість про готовність обладнання до роботи.

Забороняється починати продувку плавки при наявності течі води з фурми і елементів котла-охолоджувача конвертерних газів. При введенні в експлуатацію конвертера після ремонту, після заміни фурми, а також на кожній першій плавці у зміні виробляють визначення фактичної висоти фурми над ванною, замір положення фурми роблять у такий спосіб:

- Кисневу фурму опускають до зрізу горловини конвертера;
- Показання по сельсину повинне відповідати положенню фурми 8300мм. При відхиленні показників у сельсині більше 100мм вводять коректування положення фурми на ту ж величину.

Робоче положення фурми визначають залежно від тривалості кампанії конвертера по футеровці і середнього значення вмісту FeO в шлаку після закінчення продувки в заданому інтервалі. Якщо вміст FeO в шлаку відрізняється від крайніх значень заданого інтервалу на величину більше, ніж 1% необхідно провести зміну положення фурми. У разі необхідності зміни стандартної маси металосадки роблять коригування положення фурми з розрахунку:  $\pm 100$  мм на кожні  $\pm 20$  т маси металосадки відповідно. Після простою конвертера, заміни фурми або шлангів необхідно переконатися у справності фурми шляхом продувки киснем. Для продувки використовують кисень чистотою не нижче 99,5% з вмістом азоту не більше 0,5%. Тиск кисню в цеховій магістралі повинен бути не менше 1,7 МПа (17атм). Контроль вмісту азоту роблять щотижня. Вапно першої порції в залежності від стану днища вантажать на брукт або днище. Плавиковий шпат в конвертер масою не більше 1,5 т на плавку. Плавиковий шпат присаджують з другою партією вапна і при необхідності після 9 хвилини продувки в період максимального зневуглецювання металу.

При появі виносів металу з конвертера, що свідчать про незадовільний шлакоутворення, приймають такі заходи:

- Присаджують плавиковий шпат порціями 300-500 кг;
- Короткочасно піднімають фурму на 400-500мм вище заданого рівня.

При появі викидів шлаку з конвертера приймають такі заходи:

- Короткочасно знижують витрату кисню до  $1000\text{м}^3/\text{хв.}$  і сідаю вапно порціями масою не більше 500 кг, після чого витрата кисню збільшують до заданого;

- Опускають фурму на 100-250 мм нижче заданого положення; у виняткових випадках припиняють продувку і скачують шлак.

Після закінчення продувки, момент якої визначають за кількістю витраченого кисню або часу продувки за рекомендацією АСУТП, виробляють плавну повалку конвертера зі спуском максимальної кількості шлаку в шлакову чашу. Роблять замір температури і відбирають пробу металу для визначення вмісту вуглецю, марганцю, сірки, фосфору і пробу шлаку для визначення вмісту і основності. Цикл виміру становить  $1,5 \div 2$  хв. Замір та відбір проб проводиться без повалення конвертера. Відбір проб металу відбирають сталеву ложкою в конусоподібну сталеву пробницю з наступними розмірами, мм:

- Діаметр верхнього підстави – 44;
- Діаметр нижньої основи – 32;
- Висота – 69.

Внутрішня поверхня пробника повинна бути без тріщин, раковин, видимого нагару, скрапін і сміття. Нова пробниця перед введенням в роботу промивається однією – двома порціями металу. Ложки та пробники повинні бути просушені. Перед заливанням металу в пробницю в неї кладуть алюмінієвий дріт. Маса алюмінієвого дроту повинна бути в межах від 0,8 до 0,9 г, що дозволяє отримати вміст алюмінію в пробі в межах від 0,1 до 0,2%. Кожну пробу металу, доставлену в лабораторію, реєструють в змінних журналах надходження проб з відміткою: дати і часу надходження; номери плавки і номери повалки. При використанні пробовідбірників картонна гільза повинна бути сухою, захисний ковпачок щільно обтиснутий, при струшуванні не повинно бути чути звуку розбитою кварцовою трубкою.

Пробу конвертерного шлаку відбирають на першій повалці з черешка ложки. У разі застосування пробовідбірника, пробу шлаку відбирають шляхом «наморожування» його на металевий штир. Замір температури металу в конвертері відбирають двічі. Якщо різниця між вимірами перевищує  $10\text{ }^{\circ}\text{C}$ , необхідно відбирати третій контрольний замір.

Випуск плавки без замірювання температури забороняється. Вимоги до параметрів металу і шлаку після закінчення продувки. Вміст вуглецю в металі перед випуском плавки повинно бути не менше 0,08%. Вміст фосфору в металі перед випуском плавки повинно бути не більше 0,005% при легуванні сталі силікомарганцем. При вмісті вуглецю в металі менше 0,06%, а також після додувок на сірку, фосфор і

температуру для розкислення та згущення шлаку, в конвертер присаджують 300-500 кг термоантрациту (коксу) і 1,0-2,0 т вапна.

На плавках з великим навуглецюванням металу в сталерозливному ковші (витрата термоантрациту від 1,0 до 2,0 т), вміст сірки в металі перед випуском плавки повинно бути на 0,002-0,004% нижче вимог стандартів або технічних умов.

Основність шлаку після продувки металу повинна бути: 2,8-3,2 – для вуглецевої сталі звичайної якості.

Вміст FeO в шлаку повинно бути 8-13% при вмісті вуглецю <0,12% температура металу перед випуском плавки з конвертера повинна бути на 10-15 ° С вище зазначених меж, якщо плавку піддають обробці порошкоподібними реагентами, десульфуратії шлакоформуючі суміші або синтетичним шлаком. При випуску перших двох плавок на новій футеровці конвертера. а також при зниженій температурі футеровки після простою, температура металу на випуску повинна бути не менше 1650 ° С.

Після закінчення продувки проводиться злив сталі, в процесі якого через днище подається аргон. Після зливу сталі і відсічення шлаку, а також в процесі завалювання брухту і зливу чавуну через днище конвертера подається азот з інтенсивністю  $10 \div 15 \text{ нм}^3/\text{хв}$ .

При виробництві низьковуглецевих сталей і перед зливом сталі передбачається продувка ванни аргоном зверху з інтенсивністю  $750 \div 1000 \text{ нм}^3/\text{хв}$ . протягом  $2 \div 3 \text{ хв}$ .

### *Випуск плавки*

Випуск плавки дозволяється після отримання аналізу металу при відповідності Вмісту вуглецю, марганцю, сірки, фосфору заданим значенням.

Випуск плавки з конвертера в сталерозливний ківш проводять по команді майстра виробництва при готовому до роботи МБЛЗ.

Випуск металу з конвертера в сталерозливний ківш через льотку діаметром 180-200мм. Переривати струмінь металу під час випуску не допускається.

На випуску присаджують в ківш вапно і плавиковий шпат в кількості  $2 \div 4 \text{ кг/т}$ ,  $0,3 \div 0,4 \text{ кг/т}$  відповідно.

Тривалість випуску плавки повинна становити не менше 5 хвилин. Метал повинен зливатися щільною струєю. У разі залишення в конвертері металу і шлаку, необхідно привести шлак в неактивний стан шляхом присадки коксу в кількості від 0,2 до 0,4 т.

Сталерозливний ківш перед зливом плавки повинен бути ретельно очищений від шлаку, настилів металу, сміття і добре просушений. Сталь зливається в сталерозливний ківш з попередньо нагрітою футеровкою до температури  $1000 \div 1200$  °С.

Після зливу сталі робиться гарячий ремонт футеровки, включаючи ошлаковування (роздувши шлаку азотом з метою нанесення шлакового гарнісажу на футеровку конвертера).

Інтенсивність подачі азоту через верхню продувну фурму становить  $750 \div 1000$  нм<sup>3</sup>/хв. протягом 3-5 хв.

У процесі гарячого ремонту знизу подається азот з інтенсивністю 20-30 нм<sup>3</sup>/хв через донні фурми. Гарячий ремонт футеровки може здійснюватися після кожної плавки або через плавку і забезпечує кампанію футеровки не менше 3000 плавок. Стійкість футеровки з'ємного днища конвертера з фурмами становить близько  $600 \div 800$  плавок.

При передчасному зносі більшості донних дуттьових пристроїв, подальша робота конвертера до зупинки на ремонт його футеровки ведеться з продувкою ванни тільки через фурм верхнього дуття. Після випуску металу шлак зливають в шлакову чашу через горловину конвертера. Шлакові чаші в шлаковому прольоті збираються в поїзд і відвозяться для подальшої переробки.

#### *Розкислення і легування сталі марки 09Г2*

Ківш з металом і частиною шлаку, розливних краном транспортується на установку скачування шлаку і встановлюється на стенд нахилу стальковша.

Скачування шлаку з поверхні металу здійснюється машиною скачування шлаку скребкового типу в шлаковий ківш ємністю 16 м<sup>3</sup>, встановлений на стенді. Одночасно проводиться продування ковша аргоном через днище.

Тривалість операції скачування шлаку 10-15 хвилин, потім ківш розливним краном транспортується на УПК. Управління нахилом ковша, подовжнім переміщенням скребка, подачею води для охолодження скребка, подачею аргону для продувки ковша здійснюється з пульта управління МСШ.

Технологічний процес позапічної обробки металу на установці піч-ківш характеризується електродуговим підігрівом металу в ковші з одночасним перемішуванням його аргоном через пористі пробки в днище ковша і подачею в ківш феросплавів, легуючих і шлакоутворюючих матеріалів у вигляді кускових присадок.

Обробка металу в ковші проводиться на стаціонарному стенді зі зважують пристроєм. Ківш встановлюється в робочу позицію, підключається до системи подачі аргону через донні пористі пробки, на ківш опускається кришка, включається система аспірації, починається продувка металу аргоном.

Потім опускаються електроди, запалюється дуга і починається обробка металу з підігрівом. Під час нагрівання додаються шлакоформуючі матеріали, наводиться шлак, починається розкислення і легування, а саме подається, силікокальцій, силікомарганець, феромарганець і алюміній, усереднюється хімічний склад і температура металу. Після досягнення заданого хімічного складу і температури металу процес обробки закінчують: припиняється подача електроенергії та аргону, електроди піднімають, відключається система аспірації, на поверхню металу подається теплоізолююча суміш. Управління та візуальне спостереження за технологічним процесом здійснюється з поста управління УПК. Тривалість обробки ковша на УПК становить 40-60 хвилин. Ківш краном транспортується на розливання.

## 2 ВИБІР ТА РОЗРАХУНОК ГОЛОВНИХ ПАРАМЕТРІВ КИСНЕВОГО КОНВЕРТЕРА ЄМНІСТЮ 250 Т

Для досягнення поставленої цілі пропонується встановити в цеху кисневі конвертери ємністю 250 т з технологією комбінованої продувки сталі.

### 2.1 Основні розміри конвертера ємністю 250 тонн

а)  $D_b$  – внутрішній діаметр конвертера.

У кисневих конвертерах прийняті наступні розміри внутрішнього діаметру.

Таблиця 2.1 – Розміри внутрішнього діаметру конвертерів

Ємність конвертера, т	$D_b$ , м
50	3,2-3,4
100	4,0-4,4
150	4,8-5,3
200-250	5,5-6,0
260	6,0-6,5
300	6,5-7,0
350-400	7,0-7,5

Приймаємо  $D_b = 6,0$  м.

б)  $H_1 / D_b$  – відношення висоти робочого простору конвертера до його внутрішнього діаметру, знаходиться в межах 1,4 – 1,8 м.

Приймаємо  $H_1 / D_b = 1,5$  (для конвертерів комбінованого дуття)

в)  $\alpha$  – кут нахилу горловини до вертикалі, в конвертерах середньою і великою ємності коливається в межах 53 – 75°.

Приймаємо:  $\alpha = 60^\circ$  (для конвертерів комбінованого дуття теж)

г)  $D_r$  – діаметр горловини конвертера, складає 0,4 – 0,63  $D_b$ .

Приймаємо:  $D_r = 0,55 D_b$ .

д)  $d_{отв}$  – діаметр сталевипускного отвору, зазвичай коливається в межах 100 – 250 мм., залежно від ємності конвертера.

Приймаємо  $d_{отв} = 170$  мм.

Визначаємо основні розміри кисневого конвертера:

Висота робочого простору:

$$H_1 = 1,5 * D_b \quad (2.1)$$

$$H_1 = 1,5 * 6,0 = 9 \text{ м.}$$



Діаметр горловини:

$$D_{\Gamma} = 0,55 * D_{\text{В}} \quad (2.2)$$

$$D_{\Gamma} = 0,55 * 6,0 = 3,3 \text{ м.}$$

Висота горловини:

$$H_{\Gamma} = \text{tg } 60^{\circ} * (D_{\text{В}} - D_{\Gamma}) / 2 \quad (2.3)$$

$$H_{\Gamma} = 1,732 * (6,0 - 3,3) / 2 = 2,38$$

Об'єм рідкого металу:

$$V_{\text{мет}} = 0,145 * Q_{\text{М}} \quad (2.4)$$

де 0,145 – питомий об'єм металу, м<sup>3</sup>/т  
 $Q_{\text{М}}$  – ємність конвертера, т

$$V_{\text{мет}} = 0,145 * 250 = 36,25 \text{ м}^3.$$

## 2.2. Визначення загальної глибини металеві ванни

Днище конвертера зроблено увігнутим з метою збільшення його стійкості, метал в спокійному стані поміщається у кульовому сегменті і циліндровій частині конвертера.

Його об'єм рівний:

$$V_{\text{М}} = V_{\text{к.с.}} + V_{\text{ц.ч.}} \quad (2.5)$$

Об'єм кульового сегменту визначається за формулою:

$$V_{\text{к.с.}} = 1/6 * \pi * h_{\text{ш.с.}} * (3r_{\text{В}}^2 + h_{\text{ш.с.}}^2) \quad (2.6)$$

$$V_{\text{ш.с.}} = 1/6 * 3,14 * 0,35 * (3 * 3^2 + 0,35^2) = 4,96 \text{ м}$$

де 0,35 – прийнята висота кульового сегменту.

Об'єм циліндрові частини конвертера, зайнятої металом, рівний:

$$V_{\text{ц.ч.}} = \pi r_{\text{В}}^2 * h_{\text{ц.ч.}} \quad (2.7)$$

$$V_{\text{ц.ч.}} = 3.14 * 9 * h_{\text{цч}} = 28,26 * h_{\text{ц.ч.}}$$

Визначаємо висоту металу, розташованого в циліндровій частині конвертера за формулою 2.5:

$$36,25 = 4,96 + 28,26 * h_{\text{цч}}$$

звідки  $h_{\text{ц.ч.}} = 1,11$  м.

$$V_{\text{ц.ч.}} = 3,14 * 9 * 1,11 = 31,39 \text{ м.}$$

Загальна висота металевої ванни рівна

$$H_{\text{ме}} = h_{\text{к.с.}} + h_{\text{ц.ч.}} \quad (2.8)$$

$$H_{\text{ме}} = 0,35 + 1,11 = 1,46 \text{ м.}$$

Якщо прийняти кількість шлаку рівним 10% і його щільність  $3000 \text{ кг/м}^3$ , то висота шару шлаку буде рівна:

$$h_{\text{шл}} = \frac{250000 * 0,10}{3000 * 3,14 * 3^2} = \frac{25000}{84780} = 0,29 \text{ м.}$$

Загальна висота ванни в спокійному стані:

$$h = h_{\text{ме}} + h_{\text{шл}} \quad (2.9)$$

$$h = 1,46 + 0,29 = 1,75 \text{ м.}$$

Висота циліндрової частини конвертера:

$$H_{\text{цч}} = H_1 - H_{\text{Г}} - h_{\text{к.с.}} \quad (2.10)$$

$$H_{\text{цч}} = 9,0 - 2,38 - 0,35 = 6,27 \text{ м}$$

### 2.3. Визначення товщини футеровки конвертера

Товщина футеровки циліндрової частини  $t_{\text{ц}}$  зазвичай складає 650-1000мм, залежно від ємності конвертера (табл. 2.3).

Таблиця 2.3 – Параметри футеровки конвертерів

Ємність конвертера, т	$t_{ц}$ , мм
50	650
100-130	780-830
150	870
200-250	890-930
300-400	930-1000

Приймаємо:  $t_{ц} = 930$  мм

Товщина футеровки конічної частини  $t_{к}$  приймається на 125-170 мм менше ніж товщина циліндрової частини.

Приймаємо:  $t_{к} = 800$  мм.

Товщина футерування днища приймається на 100-125 мм більше товщини циліндрової частини.

Приймаємо:  $t_{дн} = 1050$  мм.

Визначаємо зовнішні (габаритні) розміри конвертера.

$$D = D_{в} + 2t_{ц} + 2\tau_{ц} \quad (2.11)$$

де  $\tau_{ц}$  – товщина кожуха циліндрової частини конвертера, зазвичай складає 60-100 мм.

Приймаємо  $\tau_{ц} = 80$  мм .

$$D = 6 + 2 * 0,93 + 2 * 0,08 = 8,02 \text{ м.}$$

Загальна висота конвертера:

$$H = H_1 + t_{дн} + \tau_{дн} \quad (2.12)$$

де  $\tau_{дн}$  – товщина кожуха днища конвертера, зазвичай складає 50-70 мм.

Приймаємо  $\tau_{дн} = 60$  мм

$$H = 9,0 + 1,050 + 0,06 = 10,11 \text{ м.}$$

Визначаємо повний об'єм робочого простору:

$$V_{рп} = V_{г} + V_{цч} + V_{кч} \quad (2.13)$$

Об'єм горловини  $V_{г}$ , яка з усіченим конусом, визначається по формулі:

$$V_r = 1/3 * \pi * H_r * (r_b^2 + r_b * r_r + r_r^2) \quad (2.14)$$

$$V_r = 1/3 * 3,14 * 2,38 (3^2 + 3 * 1,65 + 1,65^2) = 40,77 \text{ м}^3$$

Об'єм циліндрової частини конвертера

$$V_{\text{цч}} = \pi * r_b^2 * H_{\text{цч}} \quad (2.15)$$

$$V_{\text{цч}} = 3,14 * 3^2 * 6,27 = 177,19 \text{ м}^3$$

Об'єм робочого простору

$$V_{\text{рп}} = 40,77 + 177,19 + 4,96 = 222,92 \text{ м}^3$$

Питомий об'єм робочого простору

$$V_{\text{пит}} = \frac{V_{\text{рп}}}{Q_{\phi}} \quad (2.16)$$

де  $Q_{\phi}$  – ємність конвертера.

$$V_{\text{пит}} = \frac{222,92}{250} = 0,89$$

що відповідає допустимим нормам для кисневих конвертерів середньої ємності.

Відстань від рівня спокійної ванни до зрізу горловини:

$$H_2 = H_1 - h \quad (2.17)$$

$$H_2 = 9 - 1,75 = 7,25 \text{ м}.$$

### 3 РОЗРАХУНОК ШИХТИ ТА МАТЕРІАЛЬНОГО БАЛАНСУ КОНВЕРТЕРНОЇ ПЛАВКИ КОНСТРУКЦІЙНОЇ НИЗЬКОЛЕГОВАНОЇ СТАЛІ МАРКИ 09Г2 І ДОВЕДЕННЯ ПЛАВКИ НА УСТАНОВЦІ ПІЧ-КІВШ

Вихідні дані: Сталь марки 09Г2 (ГОСТ 19281-89).

Плавка плавиться у кисневому конвертері садкою 250т з комбінованою продувкою, розкисленням, легуванням на установці піч-ківш.

Таблиця 3.1 – Хімічний склад чавуну, скрапу, металу в кінці продувки киснем зверху, після комбінованої продувки перед розкисленням у ковші і готової сталі

Найменування матеріалів	C	Si	Mn	S	P	Ni	Cu	Cr	As
Чавун 80 %	4,1	0,6	0,5	0,035	0,035	Сл.	Сл.	Сл.	Сл.
Скрап 20 %	0,40	0,40	0,30	0,025	0,025	Сл.	Сл.	Сл.	Сл.
Метал перед комбінованою продувкою	0,081	0	0,151	0,0149	0,0081	Сл.	Сл.	Сл.	Сл.
Метал після продувки аргоном перед розкисленням у ковші	0,040	0	0,05	0,0149	0,0081	Сл.	Сл.	Сл.	Сл.
Готова сталь	Н.б	0,17-	1,40-	не більше					
	0,12	0,37	1,80	0,040	0,035	0,30	0,30	0,30	0,08

Таблиця 3.2 – Хімічний склад вапна, плавикового шпату і футерівки, %

Найменування матеріалу	SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	C	CaF <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O	CO <sub>2</sub>
Вапно	0,50	94,0	1,00	1,50	-	-	0,50	2,50
Плавиковий шпат	4,20	2,10	-	0,80	-	89,4	-	3,50
Периклазовуглецева цегла	0,50	1,00	85,0	0,50	13,0	-	-	-

Витрата чавуну складає 80% від маси металеві шихти, витрата скрапу 20%  
Температура чавуну при заливці у конвертер 1345<sup>0</sup>С, температура металу на випуску з конвертера 1620<sup>0</sup>С.

#### 3.1. Розрахунок матеріального балансу плавки до розкислення

Розрахунок плавки до розкислення ділимо на 2 півперіоди:

1. Окислювальний півперіод верхнім фурменом дуттям
2. Окислювально-відновлювальний півперіод з продувкою киснем зверху і аргоном знизу, а потім одним аргоном.

Розрахунок проводимо на 100 кг металошихти (чавун + скрап).

Вихід сталі приймаємо рівним 90%.

Визначаємо середній хімічний склад металевої шихти по розплавленню.

Таблиця 3.3 – Посередній склад металошихти, кг

Матеріали	C	Si	Mn	S	P
Чавун вносить, 80%	3,280	0,480	0,400	0,028	0,028
Скрап вносить, 20%	0,080	0,320	0,240	0,005	0,005
Посередній склад	3,360	0,800	0,640	0,033	0,033

### 3.2. Окислювальний півперіод з верхнім фурменним дуттям

Втрати заліза випаренням складають 0,8-1,6 %. Для розрахунку приймаємо 1,1%.

Приймаємо для розрахунку, що сірка при конвертерній плавці видаляється на 45% від Вмісту у металошихті, тоді остається у металі сірки, кг:

$$0,033 \cdot 0,55 = 0,0165$$

Фосфор видаляється на 70% від Вмісту у металошихті, остається фосфору у металі 30%, кг:

$$0,033 \cdot 0,30 = 0,009$$

Приймаємо, що при виході металу на температуру випуску плавки 1620°C, Вміст вуглецю складає 0,09%, марганцю 0,168%.

Визначаємо, скільки видаляється хімічних елементів з металу у 1-му півперіоді плавки з врахуванням виходу придатного 90%, кг:

C	3,360	- 0,09 · 0,9	= 3,279
Si			= 0,800
Mn	0,640	- 0,168 · 0,9	= 0,489
P	0,033	- 0,009 · 0,9	= 0,0219
S	0,033	- 0,0165 · 0,9	= 0,0151
<u>Fe (в дим)</u>			<u>= 1,100</u>
Всього:			= 5,705

Остається у металі хімічних елементів після окислювального періоду, кг

C	3,360	- 3,279	= 0,081
Si	0,800	- 0,800	= 0 (сліди)
Mn	0,640	- 0,689	= 0,151
P	0,033	- 0,0219	= 0,0081
S	0,033	- 0,0151	= 0,0149

Дані заносимо у таблицю 1 (метал перед комбінованою продувкою).

При продувці ванни киснем сірка окислюється до  $\text{SO}_2$  на 10% від загального видалення з металу, кг:  $0,0151 \cdot 10 : 100 = 0,00151$

Приймаємо, що при верхній продувці 90% С окислюється до CO, а 10% до  $\text{CO}_2$ .

Витрата кисню на окислення елементів складає, кг:

C	$\text{CO}_2$	$3,279 \cdot 0,1 \cdot 32 : 12 = 0,874$
C	CO	$3,279 \cdot 0,9 \cdot 16 : 12 = 3,935$
Si	$\text{SiO}_2$	$0,800 \cdot 32 : 28 = 0,914$
Mn	MnO	$0,489 \cdot 16 : 55 = 0,142$
P	$\text{P}_2\text{O}_5$	$0,0219 \cdot 80 : 62 = 0,028$
S	$\text{SO}_2$	$0,00151 \cdot 32 : 32 = 0,00151$
Fe	$\text{Fe}_2\text{O}_3$	$1,100 \cdot 48 : 112 = 0,471$
Всього:		= 6,366

При окисленні елементів металошихти утворюються оксиди, кг:

$\text{CO}_2$ (10%)	$3,279 \cdot 0,1 + 0,874 = 1,202$
CO (90%)	$3,279 \cdot 0,9 + 3,935 = 6,886$
$\text{SiO}_2$	$0,800 + 0,914 = 1,714$
MnO	$0,489 + 0,142 = 0,631$
$\text{P}_2\text{O}_5$	$0,0219 + 0,018 = 0,050$
$\text{SO}_2$	$0,00151 + 0,0151 = 0,0166$
$\text{Fe}_2\text{O}_3$	$1,100 + 0,471 = 1,571$
Всього:	=12,071

В шлак переходить сірки (з відрахуванням окисленої), кг. :

$$0,0151 - 0,00151 = 0,0136 \quad (\text{округляємо } 0,014).$$

При переході сірки у шлак звільняється кисню з переходом її в метал, кг. :

$$0,0136 \cdot 16 : 32 = 0,0068$$

Витрата кисню тоді складає, кг:

$$6,366 - 0,0068 = 6,359 \quad (\text{округляємо})$$

Для наведення основного шлаку розраховуємо витрату вапна по балансу  $\text{CaO}/\text{SiO}_2$  для отримання основності 3,2.

Для формування рідкорухомого шлаку витрата плавикового шпату по практичним даним складає 0,2 – 0,6 %, приймаємо витрату плавикового шпату рівною 0,35 кг на 100кг металошихти.

Витрата (зношення) футерівки звичайно знаходиться у межах 0,01 – 0,03% від маси метало шихти у залежності від типу футеровки.

Приймаємо витрату периклазовуглецевої футеровки 0,01 кг на 100кг металу.

Витрата вапна позначаємо через  $x$ .

Кількість CaO у кінцевому шлаку складає, кг:

Футерівка	$0,01 \cdot 1,0 : 100 = 0,0001$
Плави́ковий шпат	$0,35 \cdot 2,1 : 100 = 0,007$
<u>Вапно</u>	<u><math>x \cdot 94,0 : 100 = 0,940x</math></u>
Всього:	$0,0071 + 0,940x$

Кількість SiO<sub>2</sub> у кінцевому шлаку, кг. :

Металева шихта	$= 1,714$
Плави́ковий шпат	$0,35 \cdot 4,2 : 100 = 0,015$
Футеровка	$0,01 \cdot 0,5 : 100 = 0,00005$
<u>Вапно</u>	<u><math>x \cdot 0,5 : 100 = 0,005x</math></u>
Всього:	$1,729 + 0,005x$

Замість CaO і SiO<sub>2</sub> підставляємо їх значення і визначаємо витрата вапна:

$$(0,0071 + 0,94 \cdot x) : (1,729 + 0,005 \cdot x) = 3,2$$

$$(0,0071 + 0,94x) = 3,2 * (1,729 + 0,005 \cdot x)$$

$$0,0071 + 0,940x = 5,533 + 0,016x$$

$$0,940x - 0,016x = 5,533 - 0,0071$$

$$0,924x = 5,5259$$

$$x = 5,980$$

Вапно вносить компонентів: SiO<sub>2</sub> і інших, заносимо в таблицю, кг

$$\text{SiO}_2 \quad 5,980 \cdot 0,5 : 100 = 0,030$$

$$\text{CaO} \quad 5,980 \cdot 94,0 : 100 = 5,621$$

Вапно також вносить

$$\text{H}_2\text{O} \quad 5,980 \cdot 0,5 : 100 = 0,030$$

$$\text{CO}_2 \quad 5,980 \cdot 2,5 : 100 = 0,150$$

Плави́ковий шпат вносить, кг:

$$\text{CO}_2 \quad 0,35 \cdot 3,5 : 100 = 0,012$$

Металева шихта, плави́ковий шпат, футерівка і вапно вносять в шлак, кг



Таблиця 3.4 – Розрахунок маси шлаку, кг

Складові компоненти	Матеріали				Разом
	метал. шихта	футерівка	плав. шпат	вапно	
SiO <sub>2</sub>	1,714	0,00005	0,015	0,030	1,759
CaO	-	0,0001	0,007	5,621	5,628
MgO	-	0,0085	-	0,060	0,069
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	-	0,00005	0,003	0,090	0,093
S	0,014	-	-	-	0,014
MnO	0,631	-	-	-	0,631
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,050	-	-	-	0,050
CaF <sub>2</sub>	-	-	0,313	-	0,313
Всього:	2,409	0,0087	0,338	5,801	8,557

Переходить з периклазовуглецевої футерівки в метал вуглецю, кг:

$$0,01 \cdot 13,0 : 100 = 0,0013$$

Окислюється вуглецю до CO<sub>2</sub> (10%), кг:

$$0,0013 \cdot 0,1 = 0,00013$$

Витрата кисню на окислення вуглецю до CO<sub>2</sub> складе, кг:

$$0,00013 \cdot 32 : 12 = 0,00035$$

Утворюється діоксиду вуглецю CO<sub>2</sub>, кг:

$$0,00013 + 0,00035 = 0,00048$$

Окислюється вуглецю до CO (90%), кг:

$$0,0013 \cdot 0,9 = 0,00117$$

Витрата кисню на окислення вуглецю до CO складе, кг:

$$0,00117 \cdot 16 : 12 = 0,00156$$

Утворюється оксиду вуглецю CO, кг:

$$0,00117 + 0,00156 = 0,0027$$

Загальна кількість оксидів вуглецю складе, кг:

$$0,00048 + 0,0027 = 0,00318$$

Загальна витрата кисню на окислення хімічних елементів метало шихти і вуглецю футерівки складе, кг:

$$6,359 + 0,00035 + 0,00156 = 6,361$$

Маса шлаку без оксидів заліза з відрахуванням переходу кисню у метал при переході сірки у шлак складе, кг :

$$8,557 - 0,0068 = 8,5502$$

У залежності від режиму продувки, основності кінцевого шлаку і вмісту вуглецю у металі у кінці продувки плавки співвідношення FeO до Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (%) у шлаці звичайно коливається у межах 1,5 – 3,0 %.

Приймаємо вміст оксидів заліза у шлаці 12 % FeO і 5% Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, тоді маса оксидів шлаку без FeO і Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> буде складати 83 %.

Маса шлаку дорівнює, кг :

$$8,5502 : 83 \cdot 100 = 10,301$$

Таблиця 3.5 – Хімічний склад кінцевого шлаку, %

SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	S-кис	MnO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaF <sub>2</sub>	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Всього
17,076	54,635	0,670	0,903	0,066	6,126	0,485	3,040	12,00	5,000	100,00

Примітка: зниження маси шлаку від переходу кисню у метал показано у графі S – кис.(перехід кисню зі шлаку у метал).

Фактична основність кінцевого шлаку:

$$\%CaO : \%SiO_2 = 54,635 : 17,076 = 3,199 \text{ (допускається } +0,05)$$

Маса оксидів заліза складає:

$$10,301 - 8,5502 = 1,751, \text{ у тому числі}$$

$$FeO \quad 10,301 \cdot 12 : 100 = 1,236$$

$$Fe_2O_3 \quad \underline{1,751 - 1,236} = 0,515$$

$$\text{Всього:} \quad 1,751$$

Окислюється заліза, кг :

$$1,236 \cdot 56 : 72 + 0,515 \cdot 112 : 160 = 0,961 + 0,361 = 1,322$$

Приймаємо втрати металу з викидами – 1,0 кг.

Втрати заліза у вигляді корольків металу, які заплутуються у шлаці (коливається у межах 6 – 10 % від маси шлаку), приймаємо 8%.

$$\text{Втрати заліза (корольки) складають, кг:} \quad 10,301 \cdot 8 : 100 = 0,824$$

Кількість розчиненого у сталі кисню у кінці окислювального періоду, кг

$$[\%O_2] = \frac{0,0035 + 0,006[\%C]}{[\%C]} = (0,0035 + 0,006 \cdot 0,081) : 0,081 = 0,049$$

Вихід сталі після окислювального періоду дорівнює, кг :

$$100 - 5,705 - 1,322 - 1,000 - 0,824 + 0,049 = 91,198$$

- де
- 5,705 – угар елементів з металошихти,
  - 1,322 – залізо, що окислилось,
  - 1,000 – втрати металу з викидами,
  - 0,824 – втрати заліза у вигляді корольків,
  - 0,049 – кількість розчиненого кисню.

Витрати кисню на окислення заліза, кг :

$$1,751 - 1,322 = 0,429$$

Сумарна витрата кисню на окислення хімічних елементів, кг:

$$6,361 + 0,429 + 0,049 = 6,839$$

Використовуємо технічний кисень, який утримує 99,5% O<sub>2</sub> і 0,5% N<sub>2</sub>

Витрата технічного кисню при 95% його засвоєння, м<sup>3</sup>:

$$(6,839 \cdot 22,4) : (0,995 \cdot 0,95 \cdot 32) = 5,065$$

Кількість незасвоєного кисню:

$$5,065 \cdot 0,05 = 0,253 \text{ м}^3, \text{ або } 0,253 \cdot 32 : 22,4 = 0,36 \text{ кг}$$

Кількість азоту

$$5,065 \cdot 0,005 = 0,025 \text{ м}^3, \text{ або } 0,025 \cdot 28 : 22,4 = 0,031 \text{ кг}$$

Маса технічного кисню складає, кг:  $6,839 + 0,361 + 0,031 = 7,231$

Таблиця 3.6 – Склад і кількість газів

Складові	кг	м <sup>3</sup>	%
CO <sub>2</sub>	1,202+0,150+0,012+0,00048 = 1,364	1,364·22,4:44 = 0,694	10,629
CO	6,886+0,0027 = 6,889	6,889·22,4:28 = 5,511	84,408
H <sub>2</sub> O	0,030	0,030·22,4:18 = 0,040	0,613
Незасвоєний O <sub>2</sub>	0,361	0,361·22,4:32 = 0,253	3,875
N <sub>2</sub>	0,031	0,031·22,4:28 = 0,025	0,383
SO <sub>2</sub>	0,0166	0,0166·22,4:64 = 0,006	0,092
Всього:	8,692	6,529	100

### 3.3 Окислювально-відновлювальний півперіод плавки

В кінці плавки для зниження Вмісту вуглецю у металі з 0,081 до 0,040% без додаткового угару і переокислення заліза на випуску плавки використовують комбіновану продувку киснево-аргоновою сумішшю, з розходом кисню 760 м<sup>3</sup>/хв., аргону 50 м<sup>3</sup>/хв., а потім 2 хвилини одним аргоном, при цьому вуглець доокислюється спочатку киснем дуття, а потім за рахунок розчиненого у металі кисню.

Вміст вуглецю знижується від 0,081 до 0,040%.

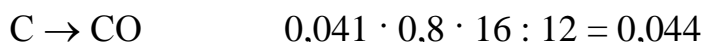
Водночас окислюється і марганець, його вміст понижується з 0,151 до 0,05 %

Окислюється вуглецю, кг:

$$0,081 - 0,040 = 0,041$$

Приймаємо, що при комбінованій продувці 20% CO у робочому просторі конвертера доокислюється до CO<sub>2</sub>, що вимагає додаткового розходу кисню

Витрата кисню на окислення вуглецю при комбінованій продувці, кг:



$$C \rightarrow CO_2 \quad 0,041 \cdot 0,2 \cdot 32 : 12 = 0,022$$

$$\text{Всього:} \quad = 0,066$$

Утворюється оксиду вуглецю CO, кг

$$0,041 \cdot 0,8 + 0,044 = 0,077$$

Утворюється диоксиду вуглецю CO<sub>2</sub>, кг

$$0,041 \cdot 0,2 + 0,022 = 0,030$$

Окислюється марганцю, кг:

$$0,151 - 0,05 = 0,101$$

Витрата кисню на окислення марганцю, кг:

$$Mn \rightarrow MnO = 0,101 \cdot 16 : 55 = 0,029$$

Утворюється оксиду марганцю, кг:

$$0,101 + 0,029 = 0,130$$

Приймаємо, що метал на випуску плавки містить 0,006кг розчиненого кисню.

Тоді витрата кисню у метал при киснево-аргонній продувці складе, кг:

$$0,066 + 0,029 - (0,049 - 0,006) = 0,066 + 0,029 - 0,043 = 0,052$$

Загальний витрати кисню на окислення хімічних елементів при плавці, кг:

$$7,231 + 0,052 = 7,283$$

Витрата аргону складе, кг: 2 хв. по 50 м<sup>3</sup> / хв. = 100 м<sup>3</sup>

Внесенням азоту внаслідок малих величин при комбінованій продувці нехтуємо.

Вихід сталі до розкислення, кг

$$91,198 + 0,052 - 0,077 - 0,030 - 0,130 = 91,013$$

(було сталі до продувки аргоном + добавилась вага кисню – вага оксиду вуглецю і оксиду марганцю)

Вихід шлаку, кг: 10,301 + 0,130 = 10,431

Вихід оксидів вуглецю при комбінованій продувці, кг

$$0,077 + 0,030 = 0,107$$

В результаті комбінованої продувки металу здійснилось саморозкислення металу вуглецем і марганцем зі зниженням окисленості металу на випуску плавки, що дозволяє понизити витрату розкислювачів, легуючих матеріалів і забрудненість металу продуктами розкислення.

Визначимо подовженість комбінованої продувки і витрату аргону.

Витрата кисню при комбінованій продувці:

$$\text{на } 100\text{кг} = 0,052 \text{ кг, на тону } 0,52 \text{ кг, на } 250\text{т} = 0,52 \cdot 250 = 130,0 \text{ кг}$$

Таблиця 3.7 – Матеріальний баланс плавки до розкислення

Поступило	кг	Отримано	кг
Чавуну	80	Сталі	91,013
Скрапу	20	Шлаку	10,431
Вапна	5,980	Корольків	0,824
Плавикового шпату	0,350	Газів	8,692
Футерівка	0,010	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (в дим)	1,571
Кисню	7,283	Металу у викидах	1,000
		Оксидів вуглецю (від продувки аргано-кисневою сумішшю)	0,107
Всього:	113,623	Всього:	113,638

Нев'язання =  $(113,638 - 113,623) : 113,638 \cdot 100 = 0,013$  (Допускається до 0,20%).

У переводі на м<sup>3</sup>  $130,0 \cdot 22,4 : 32 : 0,95 : 0,9 = 106,43$  м<sup>3</sup>

З розходом 760,0 м<sup>3</sup>/хв. подовженість продувки при розході 760м<sup>3</sup>/хв. складе (з переводом хвилин у секунди):

$$106,43 \cdot 60 : 760 = 8,40 \text{ сек}$$

Після чого метал продувають одним аргоном 2 хвилини для м'якого доокислення вуглецю, зниження окисленості металу, очистки його від неметалевих включень, опосереднення хімічного складу по об'єму металу.

Витрата аргону складає:

$$60\text{м}^3/\text{хв.} \cdot 2\text{хв} = 120 \text{ м}^3.$$

### 3.4. Другий період: позапічна доводка плавки

Позапічна доводка плавки проводиться на устрою піч-ківш з наведенням нового покривного шлаку, додатковою десульфурацією сталі порошковою проволокою, розкисленням і легуванням з одночасною продувкою металу аргоном знизу через пористі пробки, нагріванням металу до температури безперервного лиття заготовок.

Плавка випускається з низьким вмістом вуглецю з урахуванням внесення вуглецю розкислювачами, легуючими, навуглецювання металу від електродів на 0,010-0,020% під час електронагрівання. При розрахунку розкислення враховується понижений угар елементів з розкислювачів і легуючих внаслідок низької окисленості металу після продувки аргоном у конвертері.

Розкислення низьколегованої марки сталі 09Г2 проводиться силікокальцієм з одночасною десульфурацією, силікомарганцем з розрахунком по кремнію, феромарганцем з розрахунком по марганцю, алюмінієм-катанкою марки А7 у кількості 0,5кг/т, який вводиться у метал трайб-апаратом, і феротитаном згідно нормам ТІ 226.

Приводимо хімічний склад сталі до розкислення і готової сталі, визначивши недостачу марганцю и кремнію для сталі марки 09Г2.

Таблиця 3.8 – Хімічний склад кінцевої сталі і перед розкисленням на УПК

Найменування	Хімічний склад, %					
	C	Mn	Si	S	P	Fe
Сталь кінцева	н.б.0,12	1,40-1,80	0,17-0,37	0,040	0,035	Ост.
Сталь перед розкисленням	0,040	0,05	-	0,0149	0,0081	Ост
Потрібно ввести у метал	н.б 0,05	1,55	0,27	-	-	ост

Хімічний склад розкислювачів приведений у таблиці 3.9.

Таблиця 3.9 – Хімічний склад розкислювачів і порошкових реагентів

Найменування	ДСТУ	Хімічний склад, %						
		C	Mn	Si	S	P	Fe	ін. елем.
Силікомарганець MnC17	3548-97	1,70	74,0	17,0	0,03	0,50	6,77	-
Феромарганець ФМn88 P30	3547-97	1,50	88,0	3,00	0,03	0,30	7,17	-
Алюміній АВ 87	3753-98	-	-	4,00	-	-	1,90	Al = 87,0 Cu = 3,8 Zn = 3,3

Під час випуску металу у ківш відбувається вторинне окислення.

Попереднє регулювання окисленості металу здійснюємо подачею чушкового алюмінію 0-100кг на ківш, або от 0 до 0,040 кг/100кг, при угарі елементів з алюмінію: Al = 90%, Si = 75%, Zn = 70%. Приймаємо 50кг/ківш з окисненням алюмінію 90%, кремнію 75%, цинку 70%.

Визначаємо кількість елементів, які внесені в метал алюмінієм, кг:

$$Al - 0,020 \cdot 0,870 \cdot 0,10 = 0,0017$$

$$Si - 0,020 \cdot 0,040 \cdot 0,25 = 0,0002$$

$$Zn - 0,020 \cdot 0,033 \cdot 0,30 = 0,0002$$

$$Cu - 0,020 \cdot 0,038 \cdot 1 = 0,0008$$

$$Fe - 0,020 \cdot 0,019 \cdot 1 = 0,0004$$

$$\text{Всього:} = 0,0033$$

Визначаємо кількість окислених елементів з алюмінію, кг

$$Al - 0,020 \cdot 0,870 \cdot 0,90 = 0,0157$$

$$Si - 0,020 \cdot 0,040 \cdot 0,75 = 0,0006$$

$$Zn - 0,020 \cdot 0,033 \cdot 0,70 = 0,00046$$

$$\text{Всього:} = 0,0167 \quad (\text{сума } 0,0033 + 0,0167 = 0,020)$$

Витрати кисню на окислення елементів, кг:

$$\begin{aligned} \text{Al} &\rightarrow \text{Al}_2\text{O}_3 & 0,0157 \cdot 48 : 54 &= 0,014 \\ \text{Si} &\rightarrow \text{SiO}_2 & 0,0006 \cdot 32 : 28 &= 0,0007 \\ \text{Zn} &\rightarrow \text{ZnO} & 0,00046 \cdot 16 : 65 &= 0,0001 \\ \text{Всього:} & & &= 0,016 \end{aligned}$$

Утворюється оксидів з алюмінію, кг:

$$\begin{aligned} \text{Al}_2\text{O}_3 & 0,0157 + 0,014 = 0,030 \\ \text{SiO}_2 & 0,0006 + 0,0007 = 0,001 \\ \text{ZnO} & 0,00046 + 0,0001 = 0,0006 \quad (\text{випарений оксид цинку}) \\ \text{Всього:} & & &= 0,032 \end{aligned}$$

Витрати силікомарганцю для внесення потрібної кількості кремнію з врахуванням угару марганцю 7%, вуглецю 6%, кремнію 4%.

Повинно бути кремнію в сталі, кг:

$$(0,17 + 0,37) : 2 = 0,27$$

Потрібно внести кремнію, кг:

$$0,27 - 0,0002 = 0,2698$$

Розраховуємо витрати силікомарганцю по недостатці кремнію, кг:

$$P_{\text{МНС}} = 0,2698 : (0,17 \cdot 0,96) = 1,653$$

Знизимо витрати силікомарганцю на 10% з врахуванням виходу сталі:

$$P_{\text{МНС}} = 1,653 \cdot 0,90 = 1,488 \text{ кг.}$$

Кількість хімічних елементів, які внесені в метал силікомарганцем, кг:

$$\begin{aligned} \text{C} &- 1,488 \cdot 0,017 \cdot 0,94 = 0,024 \\ \text{Si} &- 1,488 \cdot 0,170 \cdot 0,96 = 0,243 \\ \text{Mn} &- 1,488 \cdot 0,740 \cdot 0,93 = 1,024 \\ \text{S} &- 1,488 \cdot 0,0003 \cdot 1 = 0,0004 \\ \text{P} &- 1,488 \cdot 0,005 \cdot 1 = 0,007 \\ \text{Fe} &- 1,488 \cdot 0,0677 \cdot 1 = 0,101 \\ \text{Всього:} & & &1,399 \end{aligned}$$

Окислилось хімічних елементів з силікомарганцю, кг:

$$\begin{aligned} \text{C} &- 1,488 \cdot 0,017 \cdot 0,06 = 0,002 \\ \text{Si} &- 1,488 \cdot 0,170 \cdot 0,04 = 0,010 \\ \text{Mn} &- 1,488 \cdot 0,740 \cdot 0,07 = 0,077 \\ \text{Всього:} & & &0,089 \end{aligned}$$

Витрати кисню на окислення хімічних елементів з силікомарганцю, кг:

$$C \rightarrow CO \quad 0,002 \cdot 16 : 12 = 0,003$$

$$Si \rightarrow SiO_2 \quad 0,010 \cdot 32 : 28 = 0,011$$

$$\underline{Mn \rightarrow MnO \quad 0,077 \cdot 16 : 55 = 0,022}$$

$$\text{Всього:} \quad 0,036$$

Утворюється оксидів з силікомарганцю, кг:

$$CO \quad 0,002 + 0,003 = 0,005$$

$$SiO_2 \quad 0,010 + 0,011 = 0,021$$

$$\underline{MnO \quad 0,077 + 0,022 = 0,099}$$

$$\text{Всього:} \quad 0,125$$

Визначаємо витрати феромарганцю для внесення марганцю в сталь.

В сталі повинно бути марганцю, % :

$$(1,40 + 1,80) : 2 = 1,55$$

Потрібно внести марганцю з урахуванням його внесення силікомарганцем, кг:

$$1,55 - (0,05 + 1,024) = 0,476$$

Розраховуємо витрати феромарганцю для внесення потрібної кількості марганцю з врахуванням угару кремнію 4%, вуглецю 6%, марганцю 7%.

$$P_{\text{ФМН}} = 0,476 / (0,88 \cdot 0,93) = 0,582 \text{ кг.}$$

Перерахуємо витрати феромарганцю на вихід сталі 90% :

$$P_{\text{ФМН}} = 0,582 \cdot 0,90 = 0,524 \text{ кг.}$$

Прорахуємо кількість хімічних елементів, які внесені в метал феромарганцем, кг:

$$C - 0,524 \cdot 0,015 \cdot 0,94 = 0,007$$

$$Si - 0,524 \cdot 0,03 \cdot 0,96 = 0,015$$

$$Mn - 0,524 \cdot 0,88 \cdot 0,93 = 0,429$$

$$S - 0,524 \cdot 0,0003 \cdot 1 = 0,0002$$

$$P - 0,524 \cdot 0,003 \cdot 1 = 0,002$$

$$\underline{Fe - 0,524 \cdot 0,0717 \cdot 1 = 0,038}$$

$$\text{Всього:} \quad = 0,491$$

Окислилось хімічних елементів з феромарганцю, кг:

$$C - 0,524 \cdot 0,015 \cdot 0,06 = 0,0005$$

$$Si - 0,524 \cdot 0,03 \cdot 0,04 = 0,0006$$

$$\underline{Mn - 0,524 \cdot 0,88 \cdot 0,07 = 0,032}$$

$$\text{Всього:} \quad = 0,033$$



Витрати кисню на окислення хімічних елементів з феромарганцю, кг:

$$C \rightarrow CO \quad 0.0005 \cdot 16 : 12 = 0.0007$$

$$Si \rightarrow SiO_2 \quad 0,0006 \cdot 32 : 28 = 0,0007$$

$$\underline{Mn \rightarrow MnO \quad 0,032 \cdot 16 : 55 = 0,009}$$

$$\text{Всього:} \quad = 0,0104$$

Утворюється оксидів з феромарганцю, кг:

$$CO \quad 0.0005 + 0.0007 = 0.0012$$

$$SiO_2 \quad 0,0006 + 0,0007 = 0,0013$$

$$\underline{MnO \quad 0.032 + 0,009 = 0,041}$$

$$\text{Всього:} \quad 0,044$$

Внаслідок внесення малої кількості кремнезему від феромарганцю наводимо новий покривний шлак, який складається з вапна та плавикового шпату у співвідношенні 5:1. Кількість шлаку повинна бути не менше 0,600 кг/100кг (1,5т на ківш): 0,500кг/100кг вапна та 0,100кг/100кг плавикового шпату.

Визначимо кількість кисню, який поступає в метал при випуску плавки і внесенні всіх матеріалів, і який витрачений на окислення елементів з них з урахуванням, що на випуску плавки в металі було розчиненого кисню 0,049 кг і остаточний Вміст кисню у розкисленій сталі складає 0,003кг.

$$M_{\text{кисню з атм.}} = 0,016 + 0,036 + 0,0104 - (0,006 - 0,003) = 0,059 \text{ кг.}$$

Переходить з розкислювачів і легуючих матеріалів в сталь, кг:

$$1,488 + 0,524 + 0,020 + 0,059 - 0,125 - 0,044 - 0,032 = 1,890$$

де: 1,488 – маса внесеного силікомарганцю;  
 0,524 – маса внесеного феромарганцю,  
 0,020 – маса внесеного алюмінію АВ 87;  
 0.059- маса внесеного кисню з атмосфери;  
 0,125- маса оксидів з силікомарганцю;  
 0,044- маса оксидів з феромарганцю,  
 0,032 – маса оксидів з алюмінію АВ 87.

Вихід сталі після розкислення, кг:

$$91,013 + 1,890 = 92,903$$

Вихід шлаку після розкислення, кг:

$$0,600 + 0,125 - 0,005 + 0,044 - 0,0012 + 0,032 - 0,0006 = 0,7942$$

Вихід газу CO при розкисленні, кг:  $= 0,005 + 0,0012 = 0,0062$

Вихід оксиду цинку, кг  $= 0,0006$

Втрати металу в новому покривному шлаку складають 2,5%, кг:

$$0,7942 \cdot 2,5 : 100 = 0,019$$

Вихід сталі з врахуванням втрат у новому шлаку на УКП і при навуглецюванні від електродів складає, кг:

$$92,903 - 0,019 + 0,020 = 92,904$$

Вихід шлаку зі врахуванням переходу корольків заліза в шлак, кг:

$$0,7942 + 0,019 = 0,8132$$

Матеріальний баланс плавки після розкислення приведений у таблиці 3.10.

Таблиця 3.10 – Матеріальний баланс плавки після розкислення

Поступило	кг	Отримано	кг
Сталі до розкислення	91,013	Сталі після розкислення	92,904
Шлаку до розкислення	Сліди	Шлаку після розкислення	0,8132
Силікомарганцю	1,488	Оксиду цинку	0,0006
Феромарганцю	0,524	Оксиду вуглецю	0,0062
Алюмінію АВ 87	0,020		
Кисню з атмосфери	0,059		
Вуглецю від електродів	0,02		
Шлакоутворюючих	0,600		
Всього:	93,724	Всього:	93,724

Нев'язання: 0.

Хімічний склад сталі після розкислення приведений у таблиці 3.11.

Таблиця 3.11 – Хімічний склад кінцевої сталі, кг, %

Джерело	C	Si	Mn	S	P	Al	Zn	Cu	O <sub>2</sub>	Fe	Всього
Сталь до розкислення	0,040	-	0,05	0,0149	0,009	-	-	-	Відрах	90,893	91,007*
Силікомарганець	0,024	0,243	1,024	0,0004	0,007	-	-	-	-	0,101	1,399
Феромарганцем	0,007	0,015	0,429	0,0002	0,002	-	-	-	-	0,038	0,491
Алюмінію АВ 87	-	0,0002	-	-	-	0,0017	0,0002	0,0008	-	0,0004	0,0033
Навуглецювання від електродів	0,02	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,02
Втрати в шлаці	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-0,019	-0,019
Остат. кисень	-	-	-	-	-	-	-	-	0,003	-	0,003
Всього, кг	0,091	0,258	1,503	0,0155	0,018	0,0017	0,0002	0,0008	0,003	91,0134	92,904
Всього, %	0,097	0,278	1,618	0,017	0,019	0,0018	0,0002	0,0009	0,003	97,965	100

Нев'язання: маса сталі після розкислення і за хімічним складом = 0

Примітка: в сталі до розкислення відрахований розчинений в металі кисень

\*М сталі до раск. = М металу до розк. – М розчин. кисню = 91,013 – 0,006 = 91,007

Висновок: виплавлена сталь відповідає хімічному складу марки 09Г2 ГОСТ

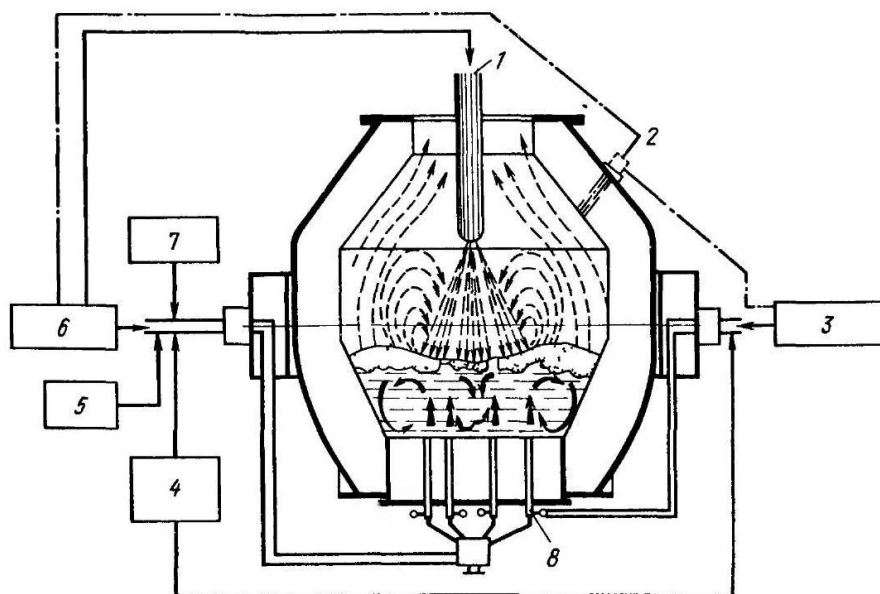
19281-89.

## 4. ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

### ДОСЛІДЖЕННЯ ФІЗИКО-ХІМІЧНИХ ПРОЦЕСІВ ВИПЛАВКИ СТАЛІ В КОНВЕРТЕРАХ КОМБІНОВАНОГО ДУТТЯ

#### 4.1 Аеродинаміка потоків верхнього дуття і гідродинаміка їх взаємодії з ванною

Використання верхнього кисневого дуття є необхідною умовою більшості сучасних варіантів киснево-конвертерного процесу. Його поєднання з донним дуттям в комбінованих процесах виробництва сталі в конвертерах (рис. 4.1) забезпечує подачу до ванни основної частини окислювача, необхідного для рафінування металу. У той же час верхнє дуття дозволяє здійснити гнучке регулювання і управління процесом плавки, особливо за такими показниками як розвиток зони високих кисневих потенціалів на поверхні ванни, розподіл елементів між шлаком і металом, допалення СО в реакційному обсязі конвертері та ін.



1 – киснева фурма; 2 – бічна фурма; 3 – вуглеводні; 4 – азот або аргон; 5 – повітря; 6 – кисень; 7 – шлакоутворюючі; 8 – донні фурми

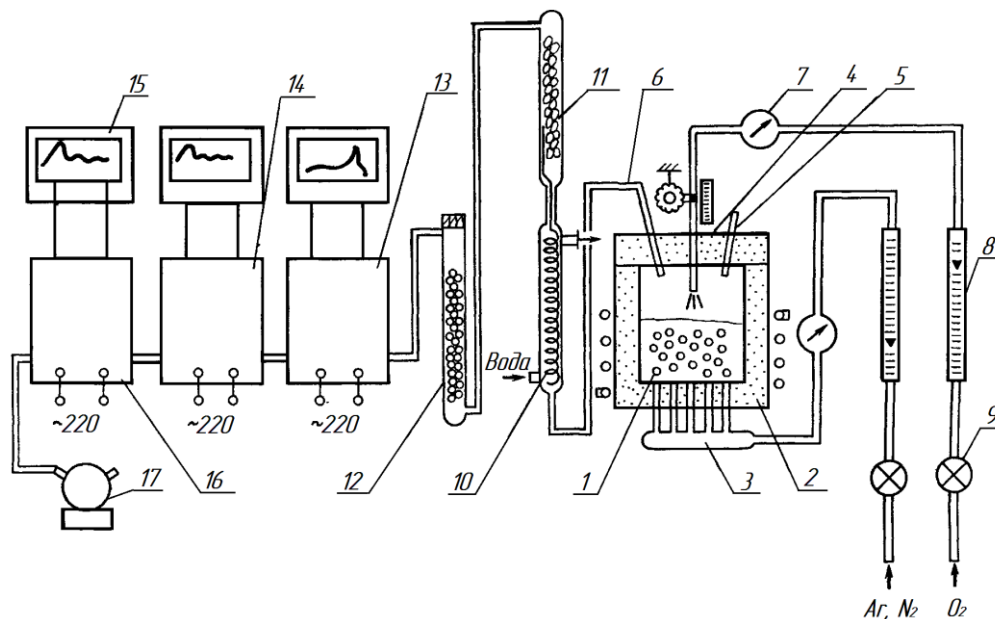
Рисунок 4.1 – Схема конвертера комбінованого дуття

Цього досягають, в першу чергу, зміною протяжності струменів дуття, вибором оптимальних кутів нахилу струменів окислювача відносно вертикалі, встановленням рівня виходу вторинного дуття щодо первинного для двоярусних фурм. Першим з цих факторів можна оперативнo варіювати по ходу процесу. У повній мірі

використовують також можливість зміни витрати окисного дуття, співвідношення інтенсивностей подачі первинного і вторинного кисню в двох'ярусні фурми.

До недавнього часу регулюючу роль режимів подачі верхнього дуття в кисневий конвертер кілька недооцінювали у зв'язку з поширеною думкою, що періоди плавки з незаглубленими в шлако-металеву емульсію окисними потоками короткочасні і не справляють значного впливу на хід процесів. Проте в даний час, особливо внаслідок розвитку і вдосконалення варіантів комбінованої продувки, параметрам верхнього дуття починають приділяти зростаючу увагу. Організація максимального допалення СО в конвертері і горіння пилоподібного палива, забезпечення зменшення втрат марганцю і заліза вимагають більш низького рівня шлако-металевої емульсії і забезпечення не заповненого нею вільного простору над ванною [19,43].

На рис. 4.2 показаний фрагмент характерної плавки, проведеної на лабораторному конвертері з комбінованою продувкою.



1 – рідкий метал; 2 – тигель з  $MnO$ ; 3 – блок донних фурм; 4 – верхня фурма; 5 – отвір для введення присадок; 6 – газовідбірник; 7 – манометр; 8 – ротаметр; 9 – регулятор витрати; 10 – холодильник; 11 – механічний фільтр; 12 – хімічний фільтр; 13, 14, 15 – газоаналізатори на  $CO$ ,  $CO_2$ ,  $O_2$ ; 16 – самопишучі прилади; 17 – витратник газу

Рисунок 4.2 – Схема лабораторного конвертера з комбінованою продувкою

Стационарний окислювальний потік подавався на поверхню розплавленого чавуну. По закінченню 2 хв. починали продувку аргоном знизу. Одночасно з цим в пічній атмосфері стрибкоподібно зростала концентрація  $CO$ , що було пов'язано з початком зневуглицювання. По-видимому, протягом продувки тільки окислювача в

металевій ванні накопичувався кисень, а присутні в розплаві гетерогенні включення були за розміром недостатні для початку зневуглецювання. Введення штучних центрів газоутворення – в даному випадку бульбашок інертного газу, інтенсифікує окислювальний процес. Слід зазначити, що ефект введення штучних центрів газоутворення використовується в технології рафінування способом LD-PB, який припускає інжекції знизу вапняку в потоці азоту або  $\text{CO}_2$ . Бульбашки  $\text{CO}_2$  і частинки  $\text{CaO}$ , що утворюються в результаті дисоціації  $\text{CaCO}_3$ , прискорюючи зневуглецювання розплаву і дозволяють провести глибоку дегазацію ванни.

#### **4.2. Роль видів дуття і особливості теплового балансу процесів**

Поєднання двох принципово відмінних видів дуття – зверху і через днище – створює своєрідні умови протікання основних фізико-хімічних процесів в обсягах взаємодіючих фаз – газу, металевого і шлакового розплаву і на кордонах їх розділу. Верхнє дуття, яке направляєється на ванну, характеризується більш високими витратами і швидкостями закінчення з фурм, більш високим кисневим потенціалом, що змінюються при поширенні струменя в хімічно активних середовищах газу і розплаву, що створює можливості регулювання динамічних і хімічних характеристик дуття при контактуванні з ванною. Донне дуття відрізняється меншими витратами і швидкостями закінчення, більшим початковим розповсюдженням і малим поширенням струменів до контактування з ванною.

У такому поєднанні основна роль верхнього дуття полягає в хімічному і динамічному впливі на довколишні шари металевого розплаву, а роль донного дуття, особливо за низького його кисневого потенціалу, визначається, у першу чергу, залученням в процеси усього обсягу металеві ванни, збільшенням поверхонь взаємодії фаз і зменшенням різниці хімічних потенціалів елементів за рахунок зниження опорів масопереносу.

Розробка великого числа варіантів конвертерного процесу із комбінованою продувкою свідчить про широкі можливості управління фізико-хімічними умовами отримання металу заданого складу і властивостей, у тому числі з дуже низьким вмістом фосфору, вуглецю, сірки та інших домішок, а також варіювання використання хімічної і теплової енергії газів і інших матеріалів.

### 4.3. Перенесення окислювача у ванні з комбінованим дуттям

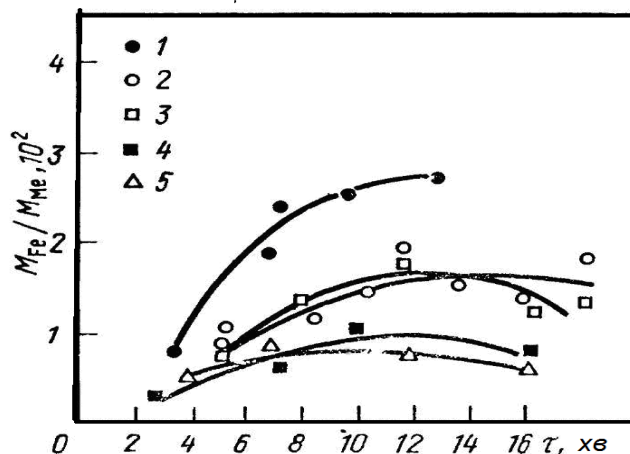
При розгляді масопереносу окислювача, що підводиться до ванни, в першу чергу, з верхнім дуттям, необхідно враховувати особливості цього процесу. Вони пов'язані з напрямком струменів дуття поверхню розплаву під кутами, близькими до нормального ( $90^\circ$ ) можливим узагальненням струменів в єдиний потік і зосередженням його високошвидкісної частини в зоні кратера на поверхні розплаву. Домішки, що володіють високою хімічною спорідненістю до кисню, а також залізо, окислюються в зоні удару ядра дуттєвого потоку, а вуглець – також і в зоні розтікання [51].

Продукти окислення заліза і шлакоутворюючих домішок розповсюджуються із зони їх утворення по поверхні й у верхніх шарах ванни, зберігаючи свій підвищений кисневий потенціал. Їх перенесення у великій мірі пов'язаний зі швидкостями руху поверхні ванни. Таким чином, співвідношення окисних процесів у зоні удару визначається, перш за все кисневим потенціалом контактує з ванною потоку, а інтенсивність підведення окисного дуття впливає на окислення елементів ванни (в основному за рахунок перенесення оксидної фази із зони її переважного утворення).

У конвертерному процесі з комбінованою продувкою можливості початкового окислення заліза є достатніми і навіть великими (в перший період процесу), проте, на відміну від конвертерного процесу з верхнім дуттям, великі і можливості відводу утворених оксидів заліза з первинної реакційної зони, особливо по поверхні розплаву, а до кінця процесу і в його обсяг, у зв'язку зі зняттям захисної дії вуглецю ванни при зменшенні його концентрації в металі. У цих умовах є максимальні можливості для відновлення оксидів заліза і глибокого зневуглецювання металу на сильно розвиненою поверхні газ – металевий розплав (рис. 4.3).

Таким чином, основними факторами окислення заліза і масопереносу кисню в розплаві повинні бути витрата донного дуття і режим подачі кисню зверху.

Із зростанням питомої потужності перемішування ванни донним дуттям сумарне витрачання кисню на окислювання заліза в перший період процесу знижується. Підвищення витрати донного дуття впливає в цьому напрямку до певної межі (в умовах експериментів до  $0,2 \text{ нм}^3/(\text{т}\cdot\text{хв.})$ ).



1 – 2,6/0; 2 – 2,7/0,2; 3 – 2,5/0; 4 – 3,3/0,4

Рисунок 4.3 – Зміна відносної частки заліза, що перейшов в шлак під час комбінованої продувки (при інтенсивності)  $\text{нм}^3/(\text{т}\cdot\text{хв.})$  (чисельник – верхнє, знаменник – донне дуття)

У конвертері з комбінованою продувкою знижені швидкості окислення заліза і марганцю пов'язані з конвекцією багатих киснем порцій металу і крапель оксидів заліза в обсяг металевого розплаву; масопереносом свіжих порцій металу, збагачених домішками, до реакційної зони і відновленням там найменш міцних оксидів Fe і Mn.

У той же час окисленість шлаку, а, отже, і перенесення кисню в вигляді оксидів заліза залежить від частки донного дуття і конфігурації розташування фурм у днище (рис. 4.4).

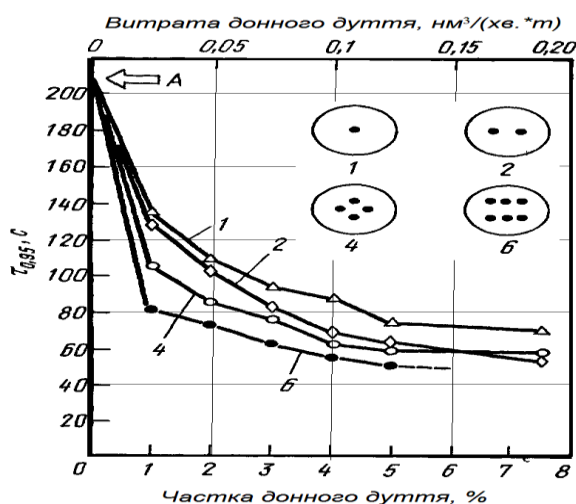
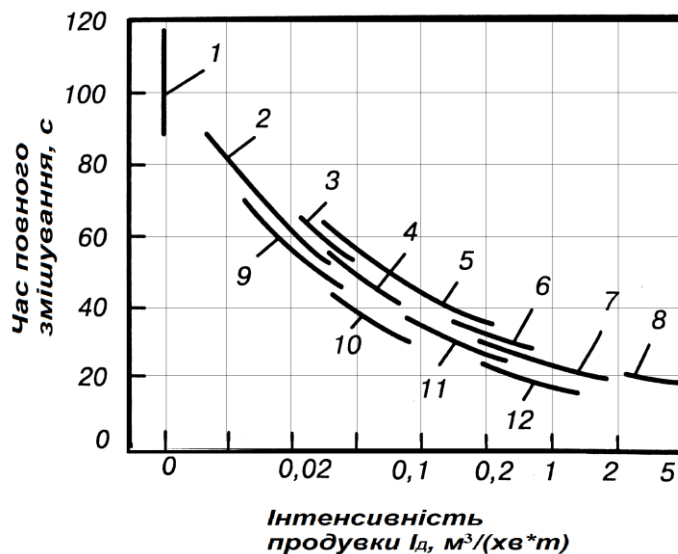


Рисунок 4.4 – Вплив витрати донного дуття і числа донних фурм на час повного перемішування: А – тільки верхня продувка; цифри – число фурм

При подачі певної кількості технологічних газів через днище результаті інтенсифікації перемішування ванни скорочується час так званих повного змішування,

тобто тривалість вирівнювання складу і температури ванни; за цим показником комбіновані процеси, в залежність для мости від інтенсивності подачі донного дуття, розташовуються між двома значеннями – для верхньої і донної продувки (рис. 4.5).



1 – верхня продувка; 2-6, 9, 10 – комбінована (продування киснем зверху і нейтральним газом знизу; 11, 12 – комбіноване продування киснем зверху і знизу; 8 – донна продування киснем (у оболонці палива)

Рисунок 4.5 – Вплив інтенсивності подачі газів крізь днище на тривалість повного змішування

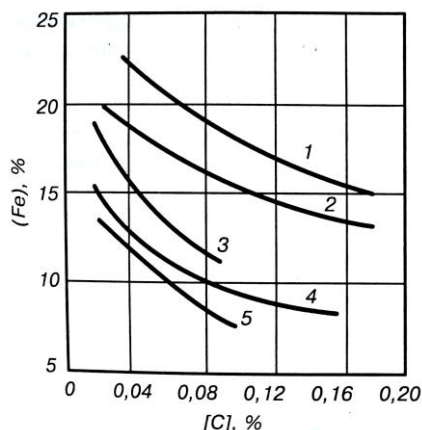
Крім того, в залежності від інтенсивності  $I_d$  змінюється співвідношення швидкостей окислення вуглецю і заліза і, тим самим, окисленість шлаку і характер перебігу металургійних процесів. Таким чином, подача технологічних газів знизу одночасно з вдуванням кисню через верхню фурму дозволяє, варіюючи співвідношення верхнього та донного дуття і положення верхньої кисневої фурми, в широких межах керувати процесом, тобто розподілом кисню в системі метал-шлак.

#### 4.4. Продувочний режим

Розподіл кисню в системі метал-шлак визначається інтенсивністю подачі донного дуття. На рис. 4.6 і 4.7 показано зміну вмісту заліза в шлаку і концентрації кисню в металі для різних варіантів конвертерного процесу.

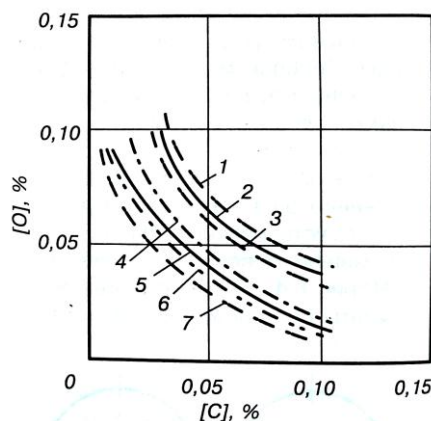


Криві для процесів з комбінованою продувкою розташовуються між кривими для верхньої і донної продувки. Характерним є зменшення концентрацій кисню в металі і заліза в шлаку в міру збільшення інтенсивності подачі донного дуття.



1 – верхня продувка; 2-4 – комбінована продувка з % інтенсивністю подачі донного дуття відповідно 0,01-0,10; 0,10-0,80 і 0,7 – 1,5 м<sup>3</sup>/хв.·т; 5 – донна продувка

Рисунок 4.6 – Вміст заліза в шлаку при різних варіантах конвертерного процесу



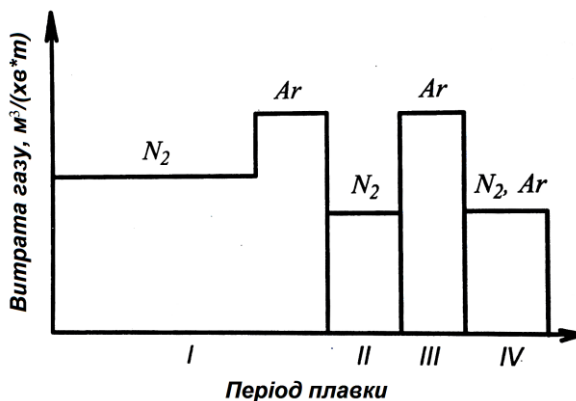
1 – верхня продувка; 2, 3 – комбінована продувка з подачею нейтрального газу знизу; 4, 5 – комбінована продувка з подачею кисню крізь днище; 6 – донна продувка киснем; 7 – рівноважна крива

Рисунок 4.7 – Залежність вмісту кисню в сталі від концентрації вуглецю на випуску сталі з конвертера

Режим донної продувки в процесах з подачею нейтральних газів обов'язково повинен відповідати сортаменту сталі, що виплавляється. Раннє інтенсивне перемішування недоцільно при виплавці високовуглецевої сталі, так як при цьому знижується окисленість шлаку і тим самим погіршуються умови дефосфорації. Інтенсивність донного дуття збільшують при виробництві низьковуглецевої сталі. Так, наприклад, середня інтенсивність подачі інертних газів при виплавці високову-

глецевих (0,4% C) сталей становить 0,01, середньовуглецевих – 0,05, низьковуглецевих – 0,10 м<sup>3</sup>/(хв.·т).

Зазвичай в основний час продувки інтенсивність подачі газу через днище невелика – 0,02-0,05 м<sup>3</sup>/(хв.·т). При виплавці низьковуглецевої сталі в заключний період продувки (за 3-7 хв. до її закінчення) витрата газу істотно збільшують – до 0,1-0,3 м<sup>3</sup>/(хв.·т) (рис. 4.8). При цьому, з метою зниження вмісту азоту в металі, застосовують аргон.



I – продування киснем; II – повалка, відбір проб; III – післяпродувочне змішування; IV – випуск сталі

Рисунок 4.8 – Режим подачі донного дуття

Збільшення інтенсивності донного дуття, з одного боку, в деякій мірі компенсує зменшення обсягу утворюється у ванні оксиду вуглецю, в зв'язку з загасанням зневуглецювання, а з іншого – підтримує цей процес в результаті зниження парціального тиску оксиду вуглецю у міхурах, що спливають. Це дозволяє отримувати низький вміст вуглецю (0,03-0,04%) в кінці продувки без переокислення металу і шлаку.

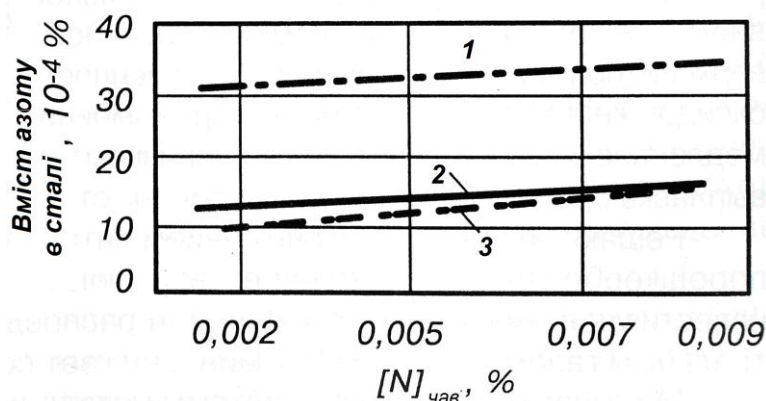
З метою подальшого зниження концентрації вуглецю застосовують операцію післяпродувочного перемішування, яка проводиться після рафінуючої продувки, або поєднується з періодом очікування аналізу після відбору проби металу. Виробляють її зазвичай при подачі аргону (іноді CO<sub>2</sub>) інтенсивністю 0,1-0,3 м<sup>3</sup>/(хв.·т).

Ефективність цієї операції в частині додаткового зневуглецювання залежить від тривалості та інтенсивності подачі перемішуючого газу. Тривалість перемішування, як правило, становить 2-6 хв., причому менші значення характерні для виплавки сталі рядового сортаменту і подачі через днище кисню, великі значення – для виплавки якісної низьковуглецевої сталі і використання нейтрального газу. За час перемішування вміст вуглецю в металі знижується на 0,010-0,015%, складаючи в кінці цього періоду 0,01-0,02%. Залежність ступеня додаткового зневуглецювання в результаті перемішування від витрати нейтрального газу має експоненціальний характер.

Ефективний метод глибокого зневуглецювання при кисневій комбінованій продувці розроблений фірмою "Кавасакі сейтецу" (Японія). Суть його полягає в тому, що після відключення верхнього дуття через днище подається суміш кисню та азоту (або аргону) у співвідношенні 1:1. Таким чином отримують сталь із вмістом вуглецю 0,004-0,005%.

При післяпродувочному перемішуванні знижується температура металу (в 160-тонному конвертері на 3-4% °C/хв.), тому необхідно рафінуючу (кисневу) продувку закінчувати при більш високій (на 15-20 °C) температурі. Низькі концентрації кисню в сталі, зниження вмісту вуглецю в результаті донного перемішування до значень 0,01% і менше дають у ряді випадків підстави відмовитися від вакуумування.

При використанні азоту в якості перемішувального газу вміст його в сталі збільшується, причому ступінь підвищення залежить від чистоти азоту, тобто від вмісту кисню в ньому. Практика показує, що при чистоті азоту не менше 98% вміст його в сталі підвищується на 0,0003-0,0006%, при чистоті 95% і нижче – на  $(1-3) \cdot 10^{-3}\%$ .



1 – продувка азотом; 2 – продувка сумішшю азоту і аргону; 3 – продування аргоном

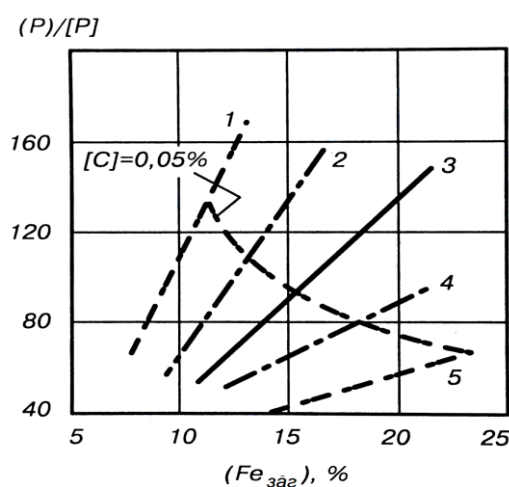
Рисунок 4.9 – Залежність вмісту азоту в сталі від вмісту азоту в чавуні під час продувки різними газами

Оскільки в сортаменті більшості конвертерних цехів переважає тонколистова сталь для глибокої витяжки, властивості якої в значній мірі залежать від вмісту азоту, то вживаються заходи щодо запобігання азотування. Зокрема, як зазначалося вище, азот на завершальній стадії продувки замінюють аргоном. Чим раніше проводиться ця заміна, тим менше збільшується вміст азоту в сталі.

Додаткове (в порівнянні з верхньою продувкою) перемішування ванни, створюване донним дуттям, прискорює хід масообмінних процесів і приближення металургійні реакції до рівноваги. Ступінь наближення залежить від інтенсивності донного дуття. Наприклад, при комбінованій продувці (при подачі через днище як ней-

тральних газів, так і кисню) ступінь десульфурації підвищується приблизно на 10-15%. При короткочасній додатковій продувці азотом або аргоном вміст сірки знижується на 10-25%.

Складніше з фосфором. Встановлена тісна залежність між коефіцієнтом розподілу фосфору ( $P/P$ ) і інтенсивністю донного дуття (рис. 4.10). Звертає на себе увагу той факт, що при комбінованій продувці такий вміст фосфору, як і при верхній, виходить при меншій окисленості шлаку. Однак внаслідок низького вмісту оксидів заліза в процесі плавки при комбінованій продувці видалення фосфору протікає повільніше і завершує лише при низькому вмісті вуглецю. У зв'язку з цим ускладнюється виплавка середньо- і високовуглецевих сталей із зупинкою на заданому вуглеці.



1 – донна продувка; 2, 3 – комбінована продувка з подачею кисню крізь днище відповідно 1-2 і 0,1-0,8 м<sup>3</sup>/(хв.·т); 4 – комбінована продувка з нейтральним газом; 5 – верхня продувка

Рисунок 4.10 – Розподіл фосфору між шлаком і металом при різних киснево-конвертерних процесах

Вирішують цю проблему зниженням інтенсивності подачі донного дуття або вдмухуванням порошкоподібного вапна через верхню чи донні фурми. При вдуванні порошкового вапна збільшується і коефіцієнт розподілу сірки. Додаткова продувка нейтральним газом протягом 2-4 хв. знижує вміст фосфору в сталі на 20-25%. Менша окисленість системи метал-шлак при комбінованій продувці сприяє зниженню коефіцієнта розподілу марганцю  $(MnO)/[Mn]$  у порівнянні з верхньою продувкою і підвищенню залишкового вмісту марганцю в сталі на 0,02-0,2%, в залежності від виробничих умов; причому відмінність збільшується по мірі підвищення ефективності інтенсивності донного дуття. При післяпродувальному перемішуванні, як правило, вміст марганцю в сталі не змінюється або трохи зменшується.

Перевагою процесів з комбінованою продувкою є більш висока, в порівнянні з верхньою продувкою, стабільність результатів від плавки до плавки. Спокійний хід продування, менші втрати заліза зі шлаком і пилом, менший чад феросплавів у зв'язку з більш низькою окислення металу (витрата феромарганцю знижується на 0,05-1,0 кг/т, алюмінію – на 0,12-0,35 кг/т) забезпечують, в порівнянні з верхньою продувкою, більш високий (на 0,5-1,0%) вихід придатної сталі. Прискорення масообмінних процесів сприяє зниженню витрати флюсу матеріалів: вапна – на 4-6 кг/т, плавикового шпату – на 0,5-1,0 кг/т.

#### 4.5. Тепловий режим

Сама по собі комбінована продувка, обмежуючи розвиток екзотермічної реакції окислення заліза в шлак і пил, погіршує тепловий баланс конвертерної плавки; деякі витрати теплоти потрібні і на нагрів нейтральних газів. Тому при комбінованій продувці витрата чавуну зростає на 5-10 кг/т сталі, незважаючи на збільшення виходу придатного. Але комбінована продувка створює умови для організації допалювання в порожнині конвертера відхідних газів.

Особливе місце серед комбінованих процесів займають процеси третього типу (ОБМ-С; Ку-БОЗ-С; КМС, КС), які характеризуються великою гнучкістю у відношенні складу металозавалки і дозволяють переробляти брухт у великій кількості – до 100%. Ці процеси базуються, як правило, на ряді обов'язкових елементів технології. Тут приведені лише основні аспекти.

1) Подача через донні фурми 20-30% кисню від загальної його витрати здійснюється одночасно з вдуванням порошкоподібного вапна. При подачі через днище близько 10% загальної кількості кисню вже забезпечується значна частина ефекту перемішування, що досягається лише при донній продувці. При збільшенні цієї кількості до 25-30% за показниками рафінування та наближенні системи шлак-метал до рівноваги досягають приблизно такі ж результати, як і при донній продувці.

Встановлено, що максимальна витрата брухту за інших рівних умов досягається при подачі через днище 20-25% кисню (рис. 2.11). Вдування вапна необхідно для запобігання викидів, які мають місце при переділі низькофосфористого чавуну.

2) Введення палива. В конвертер вводять паливо для попереднього підігріву лому або в ході продувки в твердому вигляді (різні вуглецьвмісні матеріали, кускові

або порошкоподібні), рідкому, газоподібному (різні вуглеводи – природний газ, пропан і т.д.). Кожен з цих видів палива має свої переваги і недоліки.



Рисунок 4.11 – Залежність витрати брухту від частки кисню, що подається через днище

Тверде паливо можна використовувати як для спалювання в процесі продувки, так і для попереднього підігріву брухту. У першому випадку ефективно використовується близько однієї третини потенційної теплової енергії палива, частина, що залишилася, втрачається з газами. При застосуванні ж твердого палива (особливо в кусковому вигляді) для попереднього підігріву важко регулювати його горіння, в результаті лом нагрівається нерівномірно і нестабільно від плавки до плавки. Тому перевага має газоподібне паливо, подачу якого, як і процес горіння легко регулювати. При використанні природного газу в ванну конвертера не вносяться шкідливі домішки (сірка, зола і т.д.), що має місце при роботі з вугіллям.

Газоподібне паливо через донні фурми можна подавати лише в невеликій кількості, явно недостатній для підігріву брухту. Заміна газоподібного палива (природного газу і т.п.) рідким, наприклад, дизельним збільшує в декілька десятків разів кількість введеної теплоти.

Слід зазначити, що підігрів брухту приблизно до середньої температури  $700^{\circ}\text{C}$  при подачі палива знизу є більш ефективним, ніж в глухдонних конвертері, так як коефіцієнт використання теплоти досягає 70% проти 40%.

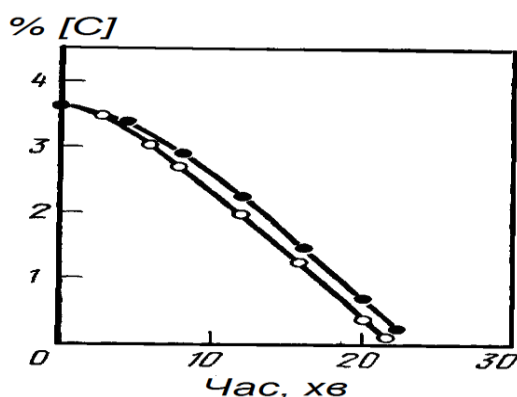
3) Організовано допалювання газів в порожнині конвертера за допомогою верхніх або бічних фурм.

#### 4.6. Процес зневуглецювання ванни

При дослідженні процесу зневуглецювання металевого розплаву в конвертерах з комбінованим дуттям, в порівнянні з кисневими конвертерами верхнього дуття не

відзначається загальною інтенсифікацією окислення [C] аж до знижених концентрацій вуглецю у ванні. У той же час процес зневуглецювання характеризується більшою рівномірністю по ходу продувки. В першу чергу це пов'язано з відсутністю значного локального переокислення металу і надмірної окисленості шлаку, що призводить до явищ «вибухового» характеру зневуглецювання, яке трапляється при верхній кисневій продувці і малорухомій ванні, і приводить в раді випадків до викидів.

У процесі з комбінованим дуттям тимчасове або більш тривале до кінця процесу припинення перемішування ванни бульбашками оксиду вуглецю, як продукту її зневуглецювання, компенсується перемішуванням за рахунок донної продувки. На окислення вуглецю в початковий період продувки, в тому числі при комбінованому дуття, можуть впливати температура розплаву і геометрія ванни. З рис. 4.12 видно, що зі збільшенням глибини ванни швидкість зневуглецювання з початку продувки може дещо знижуватися. У розглянутому випадку може виявлятися вплив інтенсивності перемішування в шарі вільної поверхні рідини, що має при збільшенні глибини ванни відносно менший об'єм.



● – 1,0; ○ – 0,45

Рисунок 4.12 – Зміна вмісту вуглецю під час продувки  $I_{O_2} = 120 \text{ нм}^3/\text{хв}$ ;  $I_{Ar} = 6 \text{ нм}^3/\text{хв}$ ; при  $L_0/D$

За характером окислення вуглецю ванни процес з комбінованим дуттям, як і процес з верхнім кисневим дуттям, може бути розбитий на чотири періоди. У перший період в основному здійснюється і регулюється шлакоутворення і відбувається окислення кремнію, марганцю і фосфору. Потім настає другий період – основного зневуглецювання ванни в умовах комбінованої продувки з подачею інертного газу через днище, що триває до досягнення вмісту вуглецю 0,4-0,5%. У цей період реагування вуглецю як головної окиснювача домішок відбувається в первинній реакційній зоні і прилеглих ділянках шлако-металевої емульсії, де надходять під впливом донного дут-

тя свіжі порції металу витрачають більшу частину подводимого зверху газоподібного окислювача. За даними лабораторних досліджень у двокамерному тиглі, збільшення інтенсивності донного дуття в цей період прискорює доставку вуглецю в реакційну зону, але не позначається на розвитку окислення [C] в об'ємі розплаву.

При досягненні у ванні 0,4-0,5% C або трохи вище захисна роль вуглецю послаблюється і кисень, розчиняючись в металі, починає інтенсивно надходити в глиб розплаву. У третій період процесу збільшення витрати донного дуття інтенсифікує переважно окислення вуглецю в об'ємі ванни. Існування таких перехідних концентрацій вуглецю, що залежать від витрати дуття і температури розплаву, встановлені в дослідженнях.

У цей період оптимальний вибір режимів донної продувки має велике значення, тому що дозволяє з використанням достатньо інтенсивно триваючого на поверхні газових міхурів зневуглецювання забезпечити для наступного етапу процесу потрібний режим окислення вуглецю, фосфору і марганцю у ванні. При цьому важливе значення має момент переходу до більш інтенсивного донного дуття. У разі, якщо ванна інтенсивно переміщується донним дуттям з початкового періоду процесу (рис. 4.13), вміст оксидів заліза в шлаку знижується і кінцевий вміст марганцю в металі підвищується, але при цьому погіршуються умови дефосфорації металу.

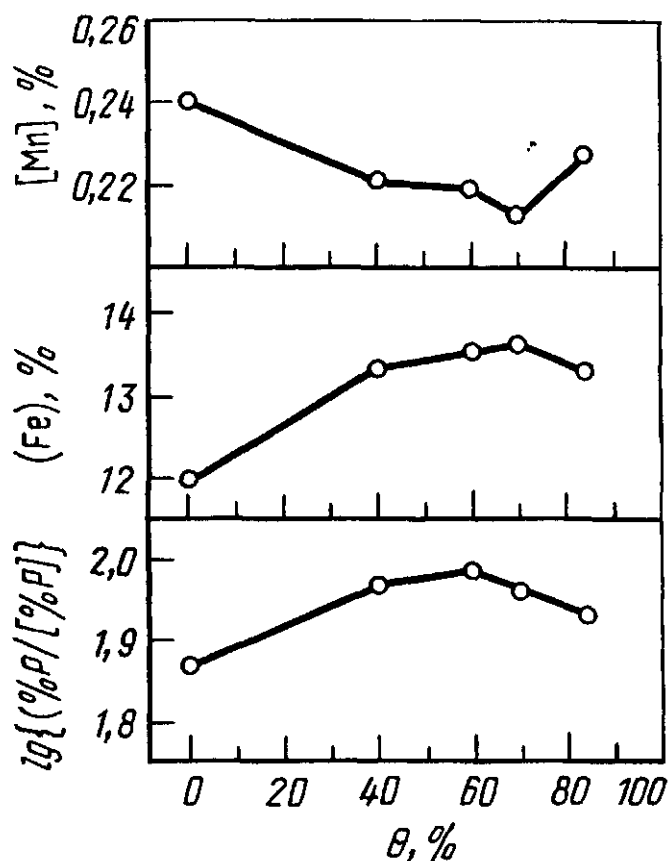


Рисунок 4.13 – Зміна складу сталі на випуску в залежності від часу початку інтенсивного перемішування ванни донним дуттям



Якщо ж інтенсивну донну продувку починають після 60% загальної тривалості рафінування металу, то співвідношення показників процесу наближається до оптимального: при збереженні в металі такого ж вмісту марганцю і деякому підвищенню концентрації заліза в шлаку показник дефосфорації значно зростає.

З великою відповідальністю необхідно проводити регулювання дуттьових режимів в заключний, четвертий, період киснево-конвертерної плавки з комбінованим дуттям, коли об'ємне кипіння ванни затухає, концентрація вуглецю стає менше критичних значень і створюються умови інтенсивного окиснення заліза і марганцю, а в разі виплавки хромистої, у тому числі корозійностійкої сталі, і хрому. У цьому випадку вирішальне значення має максимально можливе зниження критичних концентрацій вуглецю у ванні.

#### **4.7. Шлакоутворення і окислення шлакоутворюючих елементів і фосфору**

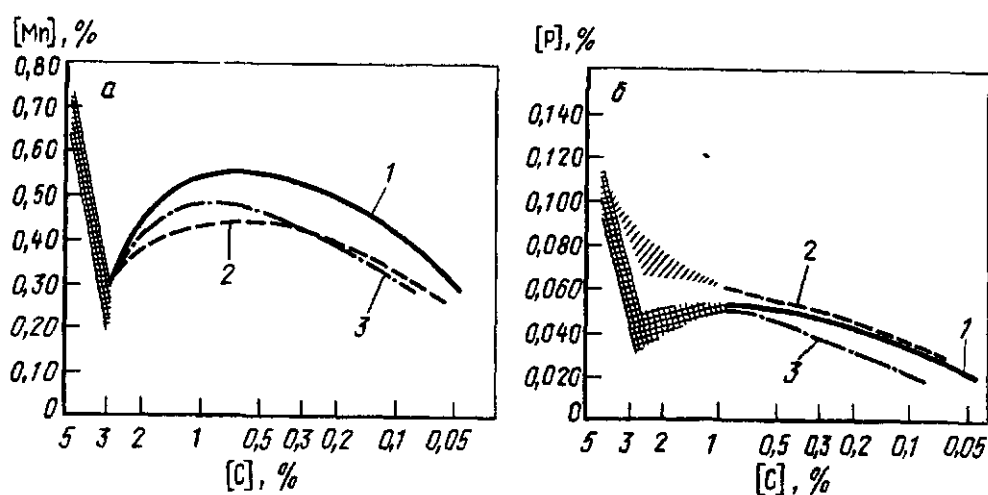
Конвертерна ванна при застосуванні комбінованого дуття являє собою складну систему зі значно розвинутими реакційними поверхнями різних типів за умовами гідродинаміки, кисневих потенціалів і температури. У зв'язку з цим сумарне спостережуване окислення або відновлення домішок металевого розплаву в конвертері є результатом одночасного протікання процесів на всіх реакційних поверхнях. Найбільш простими закономірностями характеризується окислювання кремнію в конвертерній ванні в силу його високої хімічної спорідненості до кисню.

Кремній окислюється протягом перших декількох хвилин продувки і по ходу подальшого процесу його відновлення не відбувається. У той же час утворення первинного продукту окислення кремнію ( $\text{SiO}_2$ ) позначається на окисленні інших домішок, насамперед фосфору, а також у великій мірі на розвиток процесів шлакоутворення і розчинення вапна в шлаку. Початковий, підвищений вміст кремнію в чавуні впливає на швидкість окислення фосфору і показник дефосфорації у бік їх зниження. На початкове окислення фосфору гальмівний вплив робить також знижена температура металу перед початком продування.

Окислення марганцю при відсутності добавок вапна і застосуванні комбінованого дуття може швидко приходити до стану, близького до рівноваги. Підвищення вмісту  $[\text{Mn}]$  до середини процесу пояснюється, в першу чергу, відновленням його з шлаку, що відбувається при перемішуванні донним дуттям в більшому обсязі і має

більш ранній розвиток, хоча окислення марганцю в первинній і частково вторинній реакційній зоні може тривати (рис. 4.14, а).

Варіанти комбінованої продувки з подачею через донні фурми інертного газу дозволяють регулювати окисленість шлаку в напрямку зменшення в ньому вмісту оксидів заліза. Однак це створює певні труднощі для отримання достатньо низьких вмістів фосфору в вуглецевої і середньовуглецевої сталі. Для цих випадків характерно відновлення фосфору зі шлаку при зниженні в ньому вмісту оксидів заліза, що проходить в один і той же період процесу, як і відновлення марганцю. Для LD-процесу з більш високим окисленням шлаку це явище розвинене в меншій мірі або не проявляється.



1 – МТВІ-процес, трьохсоплова фурма; 2 – LD-процес, трьохсоплова фурма; 3 – МТВІ-процес, трьохсоплова фурма з додатковими соплами

Рисунок 4.14 – Вміст марганцю (а) і фосфору (б) по ходу продувки в залежності від вмісту вуглецю у ванні при різних варіантах процесу

Крім відомих способів посилення дефосфорації застосуванням вдування порошкоподібного вапна, можливо, досягнення визначених результатів при використанні режимів більш м'якого верхнього дуття, наприклад з додатковими соплами в фурми. Вплив цього чинника спостерігається на рис. 4.14, б і пов'язане з більш гнучким регулюванням утворення оксидів заліза в шлаку у відповідний період процесу. Однак це може позначатися і на вмісті марганцю, збереження якого у ванні є бажаним (рис. 4.14, а).

На заключному етапі процесу з комбінованим дуттям у зв'язку зі зменшенням ролі зневуглецювання ванни більшою мірою проявляється регулювання вмісту фосфору і марганцю параметрами донної продувки. В повній мірі позначається вплив

температурного фактора для системи, близько підходящої по розподілу шлакоутворюючих елементів між фазами до стану рівноваги. Радикальне розділення процесів паралельного окислення і відновлення марганцю і фосфору може бути вироблено при використанні попередньої дефосфорації металу в малошлаковому і бесшлакова в варіантах конвертерного процесу.

Умови шлакоутворення у варіантах конвертерного процесу з комбінованою продувкою мають суттєві відмінності від умов в звичайному киснево-конвертерному процесі з верхнім дуттям. Шлакоутворення інтенсифікується за рахунок декількох факторів, пов'язаних в основному з донною продувкою інертним або слабореакційним газом.

Таким чином, в конвертерній ванні при комбінованій продувці дещо змінюються умови теплового балансу, які потребують додаткового приходу тепла за рахунок самого процесу або зовнішніх енергоносіїв, причому посилення цих заходів дозволяє ефективно збільшити частку переробляемого металобрухту; маються великі в порівнянні з процесами верхнього і донного дуття можливості регулювання окисленості шлаку, перенесення окислювача і вуглецю у ванні та інтенсифікування його окислення, збережено більшу кількість марганцю і заліза в металевій ванні і поліпшені умови шлакоутворення, що обумовлює більш гнучке регулювання складу кінцевого металу по шлакоутворюючим елементам.

#### **4.8. Спалювання реакційних газів в конвертерах з комбінованим дуттям**

Протягом останніх років дослідники та розробники приділяють велику увагу питанням підвищення ступеня допалювання реакційних газів, в першу чергу монооксида вуглецю до діоксиду з метою збільшення приходу тепла в робочому просторі конвертера.

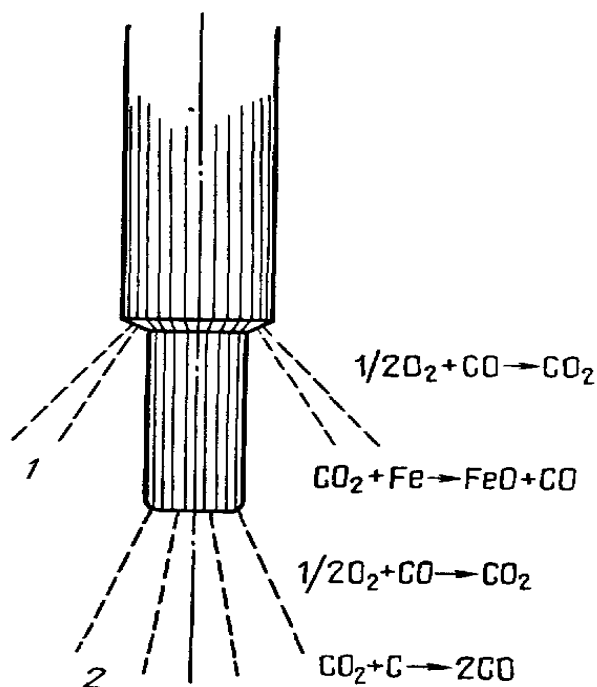
Однією з причин підвищення інтересу металургів до збільшення ступеня допалювання в конвертері CO з'явилося деяке зниження кількості тепла, що надходить в конвертер при переході на роботу комбінованим дуттям. Це стало наслідком меншого розвитку окислювальних реакцій у ванні в порівнянні із звичайною продувкою киснем зверху.

У той же час збільшення вмісту CO<sub>2</sub> в конвертерних газу збільшує на 1% прихід тепла в конвертері на 8,4 МДж/т сталі. При повному використанні тепла це може

збільшити частку брухту  $8,4 / 1,9 = 4,4$  кг/т сталі (плавлення і нагрівання скрапу в умовах процесу поглинання тепла  $1,9$  МДж/кг скрапу). Таким чином, порівняно невелике збільшення вмісту  $\text{CO}_2$  в конвертерних газах за рахунок допалювання  $\text{CO}$  над ванною в поєднанні з комбінованою продувкою є ефективним засобом підвищення металобрухту в шихті для економії рідкого чавуну.

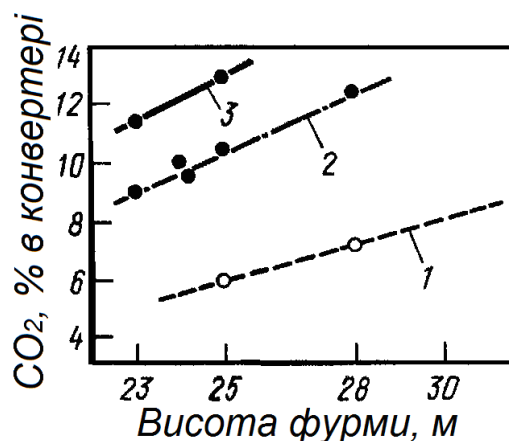
В даний час найбільш часто вживаним способом збільшення ступеня допалювання  $\text{CO}$  є використання двох'ярусних фурм замість звичайних. Схема реакцій, що протікають при їх застосуванні, показана на рис. 4.15. Велика частина  $\text{CO}_2$ , що утворився, є результатом взаємодії з  $\text{CO}$  вторинного  $\text{O}_2$  дуття верхнього ярусу. Головними конструктивними характеристиками двох'ярусної фурми, що впливають на досягаються показники, є відстань між рівнями первинного й вторинного дуття і кути нахилу сопел.

Підняття двох'ярусної фурми дає більший ефект по допалюванню  $\text{CO}$ , ніж для звичайної фурми (рис. 4.16). При відстані  $1$  м між ярусами і піднятті фурми з  $2,3$  до  $2,8$  м вміст  $\text{CO}_2$  збільшувалася з  $9$  до  $12\%$ , в той час як при такому ж піднятті звичайної фурми в умовах на  $240$ -т конвертерах –  $5$  до  $7\%$ .



1 –  $\text{CO}_2/\text{CO}$  високе; 2 –  $\text{CO}_2/\text{CO}$  низьке

Рисунок 4.15 – Схема фурми з двома потоками  $\text{O}_2$  (двох'ярусної фурми)



1 – звичайна фурма; 2 – фурма, між ярусами 1000 мм; 3 – фурма, між ярусами 2000 мм (витрата вторинного дуття 0,6-0,8  $\text{нм}^3/\text{т}\cdot\text{хв}$ )

Рисунок 4.16 – Залежність %  $\text{CO}_2$  конвертерних газів від висоти фурми

Що стосується впливу на ступінь допалювання кутів нахилу сопел фурм, то характерні дані для двоярусних фурм свідчать про збільшення частки переробляемого скрапу, а отже, і ступеня допалювання  $\text{CO}$  при зростанні кутів подачі вторинного дуття з 20 до 30 °.

Типи вживаних в практиці роботи киснево-конвертерних цехів фурм для допалювання не обмежують двоярусними фурмами. Досліджують і використовують також двоконтурні фурми з внутрішнім і зовнішнім контуром сопел, розташованих майже на одному рівні відповідно в центральній частині торця фурми і скошеної периферійної його частини (рис. 4.17). Сопла контуру допалювання можуть бути циліндричними або замість них може бути застосований кільцевий периферійний канал.

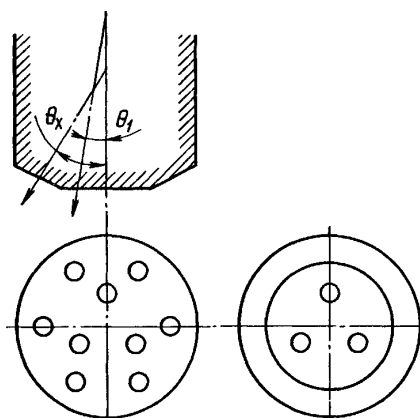


Рисунок 4.17 – Схема двоконтурної фурми

Встановлено чіткий вплив кутів нахилу сопел зовнішнього контуру на показники процесу, що виражається збільшенням кількості перероблюваного металобрух-

ту. Збільшення кута нахилу цих сопел з 20 на 30° вносить основний вклад в підвищення частки скрапу в шихті в досліджених умовах, підвищуючи його майже на 8%. Вплив відносної витрати кисню на допалювання CO, як і для двоярусних фурм, досягає максимуму, за яким подальше збільшення цієї величини марно. В даному випадку він припадає на 20% від загальної витрати кисню.

Таким чином, спеціальна зміна конструкцій дуттьових фурм на двухсоточні (двох'ярусні або двоконтурні), а також використання додаткових пристроїв для допалювання реакційних газів, відповідна зміна дуттьових режимів дозволяє значно збільшити допалення CO в конвертері з передачею більшої частини тепла, що виділяється при цьому, ванні.

#### **4.9. Застосування вуглецьвмісних матеріалів**

Більш широкі можливості посилення прибуткової частині теплового балансу кисневого конвертера, ніж при збільшенні ступеня допалення реакційних газів, досягають при використанні зовнішніх енергоносіїв, що вносять в реакційний простір джерела хімічного тепла. У цьому напрямку на попередніх етапах досліджень в центральний канал паливно-кисневих фурм подавали паливно-природний газ, газ, мазут, а через кільцевий зазор навколо цього каналу – кисень.

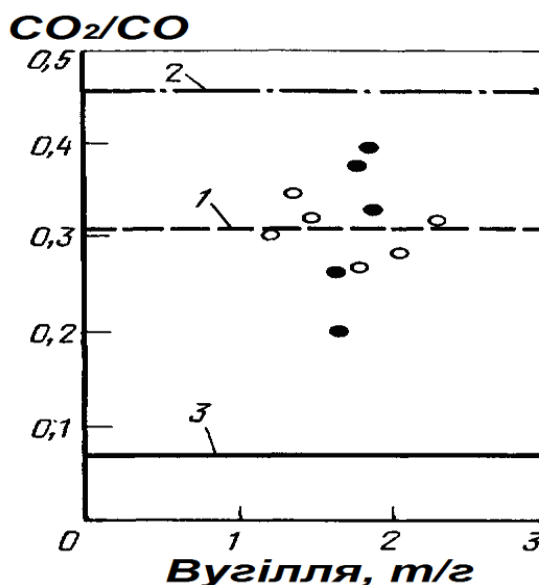
При вдуванні природного газу разом з киснем ступінь використання тепла (відношення тепла, засвоєного ванній до всього витраченого) було нижче ніж для мазуту і становила 5-10% (для мазуту в середньому, як і за даними роботи [6] 20 %). У цьому випадку на 30-40% зросла кількість відхідних горючих конвертерних газів, що ускладнило роботу газовідвідних трактів, при тій же пропускній здатності система газовідводу вимагала зниження інтенсивності кисневого продування і збільшувало тривалість процесу.

Після досліджень на моделях, напівпромислового та промислового випробування і впровадження результатів у практику встановлено, що в якості більш ефективного теплоносія доцільно використовувати тверді вуглецьвмісні матеріали. При цьому досягнуто дві мети: виділення теплоти горіння вуглецю і більш повна передача її в металевій ванні; розчинення вуглецю в металевому розплаві для поліпшення умов засвоєння збільшеної кількості металобрухту. Додаткове перемішування ванни знизу в цьому випадку може бути більш дієвим для залучення частинок вуглецю в металевий розплав.

Засвоєння металевим розплавом вуглецю з дисперсних вуглецьвмісних матеріалів, що подаються в потоці газу-носія у вигляді газопорошкового струменя, є результатом складних гідродинамічних і фізико-хімічних процесів, вивчених до даного часу недостатньо.

Важливе значення має вміст у паливі шкідливих домішок, особливо сірки, яка при застосуванні цих матеріалів для вдування в конвертерну ванну в середньому на 50% засвоюється металевим розплавом. Небажано також підвищений вміст баластних домішок – золи, вологи, а також летких вуглеводнів, що значно позначається на ході конвертерного процесу, так як інтенсивне виділення летких починається при нагріванні часток вугілля понад 400 °С. Це сприяє утворенню викидів з конвертера, особливо при введенні дисперсного вуглецю з донним дуттям. У зв'язку з цим для такого варіанту необхідно підбирати вуглецевмісний матеріал з мінімальним вмістом летких.

Представляють інтерес дані по співвідношенню  $\text{CO}_2/\text{CO}$  в конвертерних газах без спеціального допалювання  $\text{CO}$ , з допалюванням але без вдування вугілля (CSTB-PC-процес) і з вдуванням кам'яного або деревного вугілля (TAPS-процес) (рис. 4.18).



1 – вдування вугілля; TAPS-процес; 2 – без добавки CSTB-PC-процес; 3 – без допалювання, звичайний процес

Рисунок 4.18 – Вплив кількості вугілля, що вдувається, на відношення  $\text{CO}_2/\text{CO}$  в конвертерному газі

Без допалювання  $\text{CO}$  це співвідношення складає 0,1; з допалюванням наближається до 0,5, а при вдуванні вуглецьвмісного матеріалу з допалюванням знаходиться між цими величинами. Останнє може бути пов'язано з розвитком реакції

газифікації часток вуглецю, що знаходяться в дуттьових потоках. На величину додаткової кількості скрапу на кожну тунну вугілля впливає час вдування цього матеріалу в конвертер; чим воно менше (в умовах дослідження до 8-10 хв.), тим більше величина додаткової кількості скрапу.

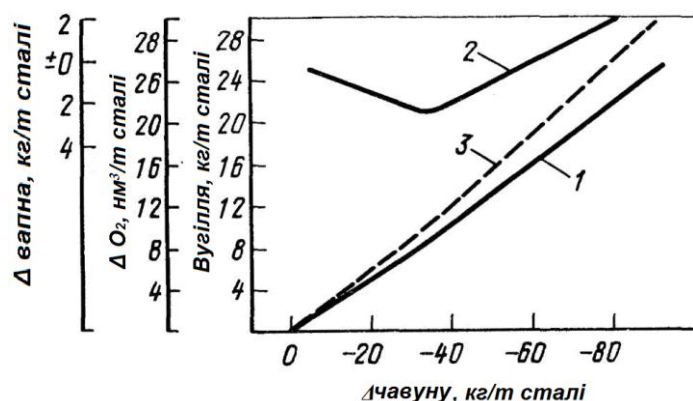
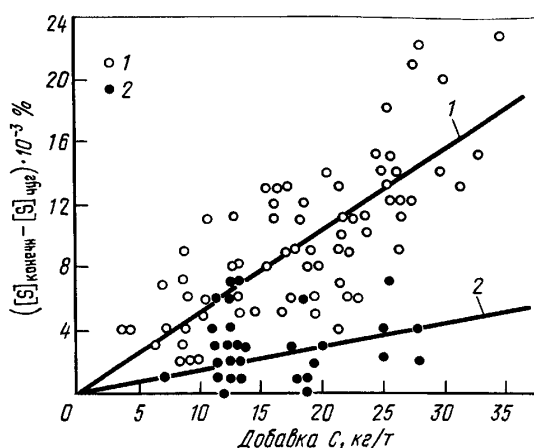


Рисунок 4.19 – Вплив кількості С, що видмухується, на зміну витрати чавуну (1), вапна (2) і кисню (3)

Поглинання сірки з вуглецевого матеріалу залежить від вмісту в ньому S і прямопропорційне витраті цього матеріалу на 1 т сталі. При застосуванні низькосірчистого вугілля 0,3% S його витрата для вдування може бути істотно збільшена. На рис. 4.20 показано збільшення кінцевого вмісту сірки в металі у порівнянні з вихідним чавуном в залежності від питомої добавки вуглецю. Малосірчисте вугілля дає лише невелике зростання вмісту сірки в металі  $0,15 \cdot 10^{-3}\%$ /кг вугілля, в той час як кокс з великим вмістом сірки в завалці, призводить до збільшення її вмісту в металі на  $0,5 \cdot 10^{-3}\%$ /кг коксу.



1 – кокс  $0,50 \cdot 10^{-3}\%$  S/кг; 2 – вугілля  $0,15 \cdot 10^{-3}\%$  S/кг

Рисунок 4.20 – Поглинання сірки з коксу і вугілля

Технологія вдування дисперсного вуглецю в конвертер характеризується можливістю застосування дешевих сортів палива, але з деякими зазначеними вище обмежен-

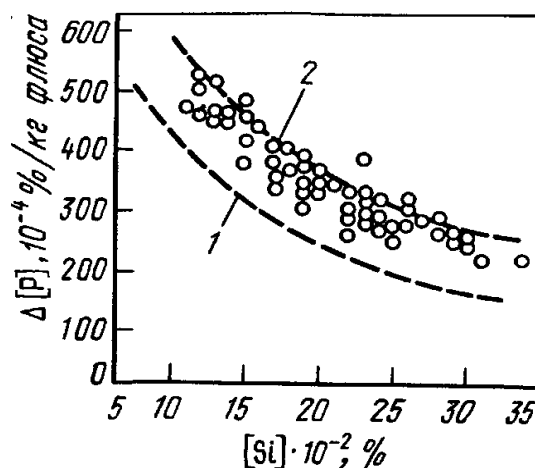


нями щодо вмісту сірки; регулювання або практичного виключення взаємодії вуглецю з киснем до попадання частинок на поверхню розплаву; у разі використання допоміжних дугтьових пристроїв з можливістю збільшення ступеня допалювання CO до CO<sub>2</sub>; відсутністю труднощів при реалізації методу в існуючих конвертерних цехах, що мають систему для подачі і регулювання витрат дисперсних матеріалів в конвертер.

#### 4.10. Процеси з малою кількістю шлаку в конвертері

В даний час продовжують дослідження і впровадження кисенево-конвертерного процесу з комбінованою продувкою, що проводиться при зменшеній чи дуже малій кількості шлаку. Малога шлакоутворення по ходу процесу в конвертері досягають перчасним рафінуванням чавуну послідовно: спочатку від кремнію, а потім від фосфору і сірки. При цьому відсутня необхідність добавок в конвертер значної кількості флюсів, різко скорочується маса шлаку і з'являється можливість оптимізувати процес зневуглицювання ванни при мінімальних втратах марганцю і заліза з металевого розплаву.

Розробка малошлакового процесу викликана не тільки прагненням до безвідходності процесу і підвищенню виходу рідкої сталі, але і не в меншій мірі зростанням вимог до якості металу за рахунок зменшення в ньому вмісту фосфору, сірки і розчинених газів. Для ефективної дефосфорації необхідно стабільне попереднє зниження вмісту кремнію в чавуні до рівня менше 0,15% Si (рис. 4.21).



1 – звичайний рівень; 2 – добавка 3-5 кг Mn/т руди

Рисунок 4.21 – Ефективність дефосфорації в залежності від початкового вмісту кремнію в чавуні

Цього досягають обробкою розплаву матеріалами, що містять оксиди заліза, в струмі аргону в закритих чавуновозах (наприклад заводу Kakogawa) або на жолобі під час випуску з доменної печі окисними флюсами (завод в Kobe, Японія).

Зміна складу чавуну при послідовній дефосфорації і десульфурації показано на рис. 4.22.

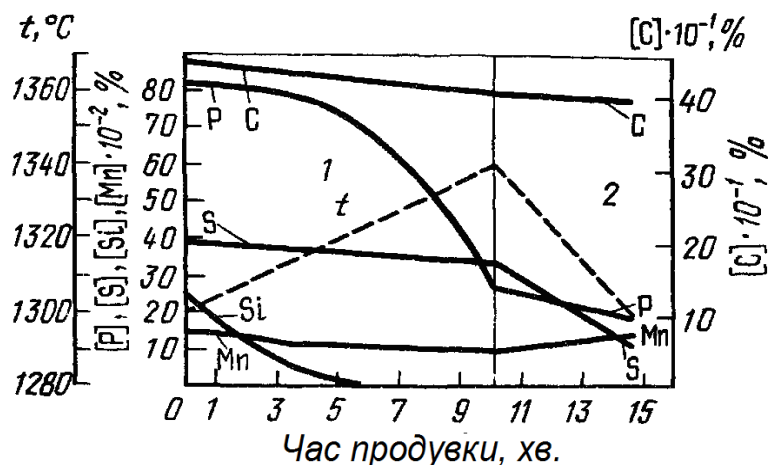


Рисунок 4.22 – Зміна складу металу в періоди дефосфорації (1) і десульфурації (2)

Інтенсивна дефосфорація зі зниженням вмісту фосфору в металі в 3 рази відбувається після досягнення низьких концентрацій кремнію. При цьому вуглець і марганець майже не окислюються, а температура зростає, головним чином, за рахунок дефосфорації. У період десульфурації вміст сірки зменшується до 0,01% і знижується температура металу.

Застосування малошлакової технології дозволяє підвищити вихід марганцю в метал при вмісті вуглецю більше 0,1% від 30 до 75%, а при вмісті вуглецю менше 0,1% в середньому до 50%.

#### 4.11. Використання комбінованої продувки для збільшення частки брухту в металевій шихті

У кисневих конвертерах комбінованого дуття збільшення частки брухту в металевій шихті може бути досягнуто наступними способами:

1. Допалювання CO відхідних газів до  $\text{CO}_2$  в робочому просторі конвертера киснем, який подається через бічні (рисунок 4.23) або верхню фурми.

2. Вдування в ванну вуглецевих матеріалів (коксу та вугілля) через днище конвертера в поєднанні з допалюванням відхідних газів подачею кисню через верхню або бічні фурми.

3. Попередній нагрів брухту, в ході якого донні фурми конвертера використовуються як звичайні пальники, в яких у стехіометричному співвідношенні спалюються вуглеводні в потоці кисню.

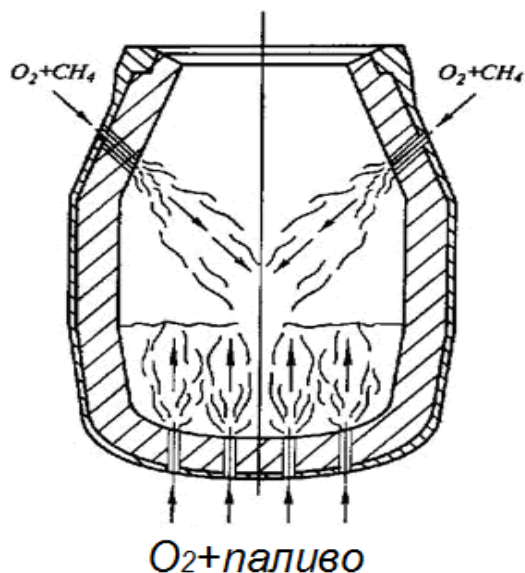


Рисунок 4.23 – Схема конвертера комбінованого дуття з верхніми та боковими фурмами

Перший з цих способів реалізований в конвертерах комбінованого дуття фірми «Махhutte» (ФРН). При допалювання СО подачею 40% загальної кількості кисню зверху вміст  $\text{CO}_2$  у відхідних з конвертера газах збільшилася з 3 до  $\sim 20\%$ . При комбінованій продувці за рахунок тепла, що виділяється при допалюванні відхідних газів і переданого безпосередньо металу, частку брухту в металевій шихті вдалося істотно підвищити (таблиця 4.1).

Таблиця 4.1 – Витрата чавуну і брухту при виплавці сталі в конвертерах

Показники	Спосіб виплавки		
	LD	ОВМ	Комбінований
Витрата чавуну, кг/т	795	810	740
Витрата брухту, кг/т	310	270	335
Частка брухту в металевій шихті, %	28	25	31

Примітка. Склад чавуну 4,2% С, 1% Si, температура 1340°C. Вміст вуглецю на випуску 0,05% С, температура 1620°C.

В ході досліджень встановлено, що тепло від допалювання газів передається ванні, в основному, не за рахунок нагріву футеровки і випромінювання від неї, а безпосередньо від вільної струменя. Потік кисню, що виходить з сопла кисневої фурми, рухаючись в робочому просторі конвертера втягує в себе велику кількість газів, що відходять. В результаті взаємодії цих газів з киснем утворюється факел, який з високою швидкістю зустрічається в поверхнею металу.

Було також встановлено, що зниження кількості кисню, який подається через донні фурми, до  $\sim 30\%$  від загального його витрати суттєво не впливає на протіканні металургійних процесів в порівнянні з чистою донною продувкою. Другий спосіб збільшення частки брухту в металевій шихті конвертерів був реалізований при розробці процесу, що отримав назву KMS (за першими літерами в назвах фірм Klockner – Maxhutte – Stahlherstellung).

Встановлені залежності між витратами вугілля або коксу, кисню і вапна, а також кількістю енергії, переданої сталі, від частки брухту в металевій шихті показані на рисунку 4.24.

У таблиці 4.2 наведено склад відходячих з конвертера газів при роботі різними способами.

Поведінка домішок металу в процесі KMS схожа з поведінкою їх в процесі ОВМ (рисунок 4.25). Горизонтальна ділянка кінетичної кривої для вуглецю відповідає вдуванню твердого палива в ванну.

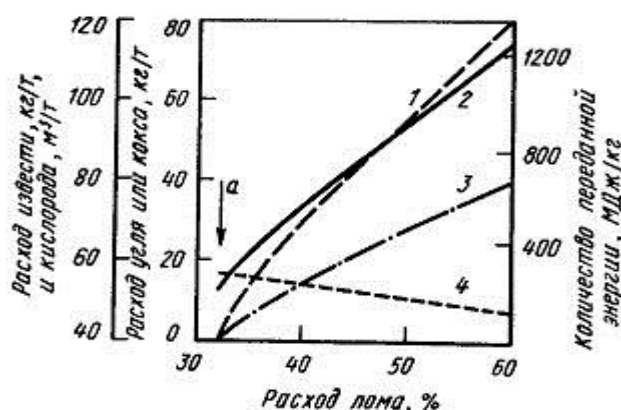


Рисунок 4.24 – Залежність витрати вугілля або коксу (1), витрати кисню (2), кількості переданої сталі енергії (3) і витрати вапна (4) від частки брухту в шихті. Склад відпрацьованих газів:  $\text{CO}/\text{CO}_2 = 4/1$ ;  $\text{H}_2/\text{H}_2\text{O} = 1/1$ . Стрілкою показані співвідношення, що досягаються при комбінованій продувці киснем в конвертері ОВМ з допалюванням відхідних газів при переробці чавуну, що містить 1% кремнію

Таблиця 4.2 – Склад конвертерних газів

Спосіб виплавки	Склад газу, %					Примітка
	CO	CO <sub>2</sub>	H <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O	N <sub>2</sub>	
Донна продувка	86,3	2,8	5,6	-	5,3	Склад газу встановлений в газгольдері
Комбінована продувка (60% через днище і 40% зверху) з допаленням	77	19	2	2	-	Середній склад газу. Проби відбирали під час продувки. Знизу подавали C <sub>3</sub> H <sub>6</sub> з витратою 2% від витрати кисню знизу
KMS	60	15	12,5	12,5	-	Розрахункові значення для вугілля, що містить 85% С і 4% H <sub>2</sub>
Верхня продувка	64,5	18,4	0,7	-	16,4	Склад газу встановлений в газгольдері

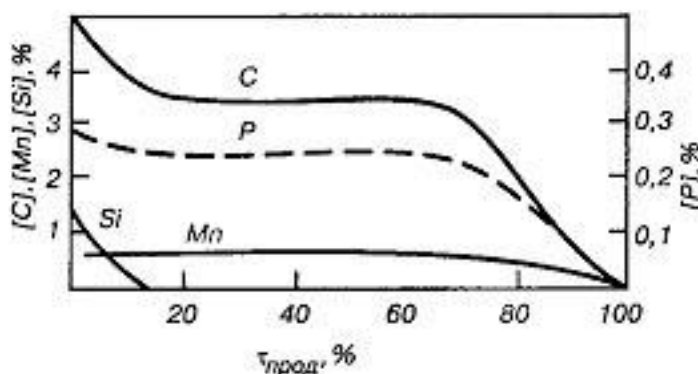


Рисунок 4.25 – Поведінка вуглецю, кремнію, марганцю і фосфору в ході плавки процесом KMS

Винятком є сірка, яка додатково поступає в метал з вугілля або коксу. У процесі KMS вміст сірки в металі залежить від вмісту її в чавуні і твердому паливі, а також від шлакового режиму плавки (таблиця 4.3).

Таблиця 4.3 – Вміст сірки в сталі в різних процесах

Вміст сірки в чавуні, %	Вміст сірки в вугіллі, %	Вміст сірки в сталі, %		
		OBM, Q-BOP	LD	KMS
0,030	-	0,018	0,023	-
0,030	0,3	-	-	0,023/0,018
0,030	0,8	-	-	0,033/0,027
0,010	0,8	-	-	0,027/0,022

При вмісті сірки в паливі до 0,3% особливих труднощів при отриманні сталі з концентрацією сірки, характерної для процесів донного або верхнього дуття без використання додаткового палива, не виникає. При більш високому вмісті сірки в паливі концентрація сірки в металі в кінці плавки збільшується і підвищення витрати

вапна не призводить до її зниження. У цьому випадку слід використовувати технологію плавки з проміжною скачуванням шлаку або використовувати методи позапічної десульфурації чавуну і сталі.

Третій спосіб збільшення частки брухту в металевій шихті був випробуваний при переділі високофосфористих чавунів в 60-т конвертері. Трихвилинний підігрів брухту дозволив збільшити його витрату з 270 до 370 кг/т. Перерахунок отриманих результатів на умови плавки в 250-т конвертері дозволяють очікувати при 8-хвилинному підігріві підвищення витрати брухту з 250 до 460 кг/т.

## ВИСНОВКИ

За результатами роботи можна зробити наступні висновки:

1. представлена загальна характеристика конвертерного виробництва України;
2. здійснений вибір та розрахунок головних параметрів кисневого конвертера ємністю 250 т;
3. розроблена та запропонована до застосування технологія виплавки низьколегованих конструкційних сталей на прикладі сталі марки 09Г2 в конвертері комбінованого дуття з доведенням плавки на установці піч-ківш для умов побудови конвертерного комплексу на ПАТ "Запоріжсталь";
4. представлений розрахунок шихти та матеріального балансу конвертерної плавки сталі марки 09Г2 і доводки плавки на установці піч-ківш;
5. проведено дослідження фізико-хімічних процесів виплавки сталі в конвертерах комбінованого дуття.

## ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Колпаков С.В. Современное конвертерное производство стали в СССР и перспективы его развития. / Сталь. 1996. №10. С. 10 – 14.
2. Арсентьев Л.А. Производство стали в конвертерах / Итоги науки и техники (ВИНИТИ). 1983. Т.14. С.141-149.
3. Yasui K., Takahashi H., Hoshi P. Особенности дедроксфорации жидкого чугуна кальцинированной содой и рафинирование дефосфорированного чугуна в конвертере / SteeltTechn. Rept. 1999. № 53. С. 42-44.
4. Явойский В.Ф., Сизов А.Л. Применение пульсирующего дутья при производстве стали. Москва : Metallurgy, 1985. 176 с.
5. Явойский А.В., Куличев Л.А., Дерябина Л.Л. Факторы, определяющие оптимальную частоту пульсации дутья в кислородных конвертерах / Изв.Вузов. Черная металлургия. 1986. № 7. С.37-41.
6. Баптизманский В.И., Бойченко Б.И., Третьяков Е.В. Металлолом в шихте кислородных конвертеров. Москва : Metallurgy, 1962. 136 с.
7. Федорович В.Г., Лемпицкий В.В., Раскидин А.Е., Лысенко Н.И. Новый этап в развитии конвертерной технологии выплавки стали / Металлургическая и горно-рудная промышленность. 1982. № 4. С.14-16.
8. Смоктий В.В., Айзатулов Р.С., Белокуров Э.С. Освоение комбинированного конвертерного процесса / Изв.вузов. Черная металлургия. 1988. № 8. С.52-53.
9. Тарновский Г.А., Савина Н.М., Явойский А.Б. Комбинированный кислородно-конвертерный процесс с пульсирующей донной подачей нейтрального газа / Изв.вузов. Черная металлургия. 1987. № 5. С.35-36.
10. Старов Р.В., Кулагин Г.Ф., Кушнарв В.В. Комбинированная продувка металла с подачей нейтрального газа через днище конвертера / Сталь. 1987. № 5. С.24-26.
11. Афонин С.З., Вяткин Ю.Ф., Югов П.И. Повышение эффективности конвертерного производства стали путем внедрения комбинированной продувки и динамических систем управления технологическим процессом // Сталь. 1986. № 10. С.5-7.
12. Шнееров Я.А., Носов К.Г., Борисов Ю.Н. Комбинированная продувка в большегрузных конвертерах / Сталь. 1986. № 1. С.8-12.
13. Колганов Г.С., Колесников Л.Б., Руднев Ю.А. Выплавка низкоуглеродистой стали в конвертере с комбинированной продувкой / Сталь. 1986. № 1. С. 19-21.



14.Кривченко Г.С., Низяев Г.И., Чехута В.И. Перевод конвертеров кислородно-конвертерного цеха "Азовстали" на комбинированную продувку с увеличенным до 40-50 % расходом лома / *Металлургическая и горнорудная промышленность*. 1985. № 3. С.16-17.

15.Баптизманский В.И., Зубарев А.Г. Вопросы развития и совершенствования кислородно-конвертерного процесса / *Изв.вузов. Черная металлургия*. 1986. № 4. С.24-31.

16.Зубарев А.Г., Колганов Г.С., Костяной Б.И. Увеличение расхода лома при выплавке стали в конвертерах / *Кислородно-газовая интенсификация процесса выплавки стали*. Материалы Всесоюзного семинара. Киев. 1982. С.17-25.

17.Смоктий В.В., Корченко В.П., Лапицкий В.В. Исследование процессов передела 100 % лома в конвертере с комбинированной продувкой / *Днепропетровск*. – 1987. 38 с.

18.Яковлев В.В., Филиппов С.И., Горлов С.М. Исследование закономерностей составов дутьевого потока в подфурменной зоне кислородного конвертера / *Изв.вузов. Черная металлургия*. 1973. № 3. С.23-25.

19.Колганов Г.С., Колесников И.В., Хмелевской А.Б. Дожигание отходящих газов в конвертере / *Сталь*. 1985. № 5. С.24-26.

20.Ярошенко А.В., Суханов Ю.Ф., Долгих Ю.Н. Оптимизация комбинированной продувки в конвертере с применением нового технического обеспечения / *Сталь*. 2008. № 8. С.19-21.

21. Данилин Ю.А., Виноградов С.В., Мухранов Н.В., Герберт В. Система комбинированной продувки жидкой конвертерной ванны на Нижнетагильском металлургическом комбинате / *ОАО «Черметинформация». Бюллетень «Черная металлургия»*. 2008. №6. С.51-53.

22. Смирнов Л.А., Бабенко А.А., Данилин Ю.А. Освоение технологии комбинированной продувки в 160-т конвертерах / *Сталь*. 2010. №5. С.43-45.

23. Шнееров Я.А., Афонин С.З., Смоктий В.В. Комбинированная продувка металла с подачей нейтрального газа через днище конвертера / *Сталь*. 1985. № 11. С. 16-21.

24. Айзатулов Р.С., Смоктий В.В. Комбинированная продувка металла в 160-т конвертерах ЗСМК / *Сталь*. 1986. №10. С.12-13.

25. Смоктий В.В., Лапицкий В.В., Белокуров Э.С. Комбинированные процессы выплавки стали в конвертерах. Киев : Техніка, 1992. 163 с.