МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

____Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки_____
(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота / проєкт

_____перший (бакалаврський)_____
(рівень вищої освіти)

на тему_ **Розробка технології обробки сталі в ковші з пульсуючою подачею газу**
_____
_____

Виконав: студент _IV_ курсу, групи_6.1361-м-з
спеціальності _____136 Металургія_____
(код і назва спеціальності)
освітньої програми _____Металургія_____
(код і назва освітньої програми)
спеціалізації _____
(код і назва спеціалізації)
_____Т.В.Акулініч_____
(ініціали та прізвище)

Керівник __доц., к.т.н, доц. Кириченко О.Г.____
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)
Рецензент_доц., к.т.н., доц. Нестеренко Т.М.___
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Запоріжжя
2025

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

Кафедра____Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки___
Рівень вищої освіти____перший (бакалаврський)_____

Спеціальність _____136 Металургія _____
(код та назва)
Освітня програма _____Металургія_____
(код та назва)
Спеціалізація _____
(код та назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ
Завідувач кафедри_____
«_____»_____20____року

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

_____Акулініч Тетяні Володимирівні_____
(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проєкту) Розробка технології обробки сталі в ковші з пульсуючою подачею газу_____
_____
керівник роботи _____Кириченко Олексій Геннадійович, к.т.н., доц._____
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)
затверджені наказом ЗНУ від «27» грудня 2024 року №2029-с_____

2 Строк подання студентом роботи _____26.05.2025_____

3 Вихідні дані до роботи __Розробити технології обробки сталі в ковші з пульсуючою подачею газу_____
_____

4 Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити)
Реферат; вступ; 1 Загальна частина; 2 Конструкційна частина; 3 Технологічна частина; 4 Охорона праці та техногенна безпека; Висновки; Перелік джерел посилання_____

5 Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)__10 креслень_____

6 Консультанти розділів роботи

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

7 Дата видачі завдання_____

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Вступ, реферат	14.04-22.04.2025	
2	1 Загальна частина	23.04-30.04.2025	
3	2 Конструкційна частина	01.05-08.05.2025	
4	3 Технологічна частина	09.05-16.05.2025	
5	4 Охорона праці та техногенна безпека	17.05-24.05.2025	
6	Висновки, перелік джерел посилання	25.05-26.05.2025	

Студент _____ _____Т.В.Акулініч_____
(підпис) (ініціали та прізвище)

Керівник роботи (проєкту) _____ _____О.Г.Кириченко_____
(підпис) (ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер _____ _____О.С.Воденнікова___
(підпис) (ініціали та прізвище)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка: 88 с., 20 табл., 15 рис., 29 джерел

МАРТЕНІВСЬКА ПІЧ, ПУЛЬСУЮЧА ПОДАЧА ГАЗУ, ВОДЕНЬ, КІВШ, СТАЛЬ, СТРУЙНО-КАВІТАЦІЙНЕ РАФІНУВАННЯ

Мета роботи – комплексний аналіз технології обробки сталі в ковші з пульсуючою подачею нейтрального газу.

В загальній частині представлений стан теорії мартенівського способу виробництва сталі, а саме - загальні характеристики мартенівського цеху, обґрунтована доцільності заміни мартенівських печей на ДСПА, розглянуто існуючу технологічну схему виробництва конструкційної сталі 17Г1С, та розраховано матеріальний баланс виплавки сталі 17Г1С.

В конструкційній частині наведений вибір конструкції основних виробничих агегатів, описані основні елементи конструкції ДСПА та представлений режим роботи двованних агрегатів, зроблений вибір основного підйомно-транспортного обладнання.

В технологічній частині запропоновано технологію струйно-кавітаційного рафінування сталі в ковші. В цьому розділі детально досліджено та вивчено вплив водню, азоту та неметалевих включень на експлуатаційні властивості сталі, та запропоновано технологічні засоби для забезпечення пульсуючого дуття.

У частині «Охорона праці та техногенна безпека» проведений аналіз потенційно шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища мартенівського цеху, розроблено заходи захисту від впливу небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища мартенівського цеху, а також проведено розрахунок захисного заземлення електроустановок.

Запропонована технологія рекомендується для впровадження в умовах сталеплавильних цехів України.

ЗМІСТ

Вступ……7
1 Загальна частина. Аналіз стану теорії технології мартенівського способу виплавки сталі…….……9
1.1 Загальна характеристика сталеплавильного цеху……..…….9
1.2 Склад мартенівського цеху……...10
1.3 Обґрунтування доцільності заміни мартенівських печей на ДСПА…11
1.4 Вибір марки сталі……...12
1.5 Існуюча технологічна схема виробництва конструкційної сталі 17ГС...13
1.6 Матеріальний баланс виплавки сталі 17Г1С……...14
2 Конструкційна частина……..24
2.1 Вибір конструкції основних виробничих агегатів……24
2.2 Основні елементи конструкції ДСПА…….27
2.3 Режим роботи двованних агрегатів…….31
2.4 Вибір основного підйомно-транспортного обладнання……34
3 Технологічна частина……39
3.1 Вплив водню на експлуатаційні властивості сталі…….39
3.2 Розчинність водню в рідкому залізі……41
3.3 Визначення вмісту водню в металі……..42
3.4 Методи видалення водню в умовах сталеплавильного виробництва…44
3.5 Процес розчинення азоту в металі……...49
3.6 Процес розчинення неметалевих включень у сталі…...……50
3.7 Лабораторні дослідження кінетики видалення водню……...52
3.8 Основи технології струйно-кавітаційного рафінування……57
3.9 Розробка технології струйно-кавітаційного рафінування сталі в великовантажних ковшах……59
3.10 Механічні випробування досліджуваної сталі……..66
4 Охорона праці та техногенна безпека……..71
4.1 Аналіз потенційно шкідливих і небезпечних чинників на пічному

прольоті мартенівського цеху……..……...71
4.2 Розробка заходів захисту від впливу небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища мартенівського цеху……...…74
4.3 Заходи з електробезпеки……...76
4.4 Заходи пожежної безпеки……..……..77
4.5 Технічні рішення виробничої санітарії……..……78
4.5.1 Опалення та вентиляція цеху……...……78
4.5.2 Освітлення виробничих приміщень…….78
4.6 Розрахунок захисного заземлення електроустановок……79
Висновки……...…….84
Перелік джерел посилання……...86

ВСТУП

Особливістю стану металургійних підприємств Україна сьогодні є використання застарілого обладнання, значна частина якого працює далеко за межами нормативних термінів експлуатації. Це призводить до зниження якості продукції, що випускається, до збільшення витрат на підтримку обладнання в працездатному стані і, в результаті, до зниження конкурентоспроможності металопродукції. У зв'язку з цим на підприємствах України ведеться робота з модернізації та реконструкції різних металургійних агрегатів, вивчаються сучасні перспективні науково-технічні рішення в області металургійного устаткування і технології.

Таким чином, одним із стратегічних напрямків діяльності підприємства в теперішніх умовах є оновлення колишнього сортаменту важколегованих сталей і сплавів. ПАТ «Запоріжсталь» взяв курс на максимальне задоволення вимог зарубіжних замовників. Значне зниження собівартості виробництва і підвищення конкурентоспроможності продукції забезпечуватиметься за рахунок реконструкції мартенівського цеху.

Робота сучасних цехів характеризується застосуванням сталеплавильних агрегатів великої одиничної потужності; інтенсифікацією процесу виплавки сталі, переважним застосуванням безперервного розливання сталі, високим рівнем механізації виробничих процесів, автоматизацією управління цехом і окремими виробничими процесами і ділянками; застосуванням уловлюючих і очисних пристроїв, що запобігають забрудненню навколишнього середовища.

У цьому зв'язку серед розроблених і впроваджених за останній час у виробництво способів підвищення якості металу особлива роль належить розробці способів виплавки і розливання сталі.

Щодо дегазації розплавлених металів, зокрема сталі, ця обставина має особливе, а в ряді випадків вирішальне значення. Зазвичай концентрація газів в сталях невелика.

Відомо, що водень, присутній в сталі, впливає на її експлуатаційні властивості і призводить до специфічних металургійним дефектів металу - утворення флокенів і водневої крихкості сталі.

Актуальність даної кваліфікаційної роботи визначається тим, що негативний вплив водню вже виявляється при його вмісті більше 1…2 $см^3$/100 г. З подальшим підвищенням концентрації пластичність, опір металу руйнуванню пропорційно знижуються при 5…10 $см^3$/г. Пластичність металу мінімальна. З ростом концентрації водню змінюється характер руйнування зразка - від вузького до типово крихкого (руйнування сколом).

Тому метою даної кваліфікаційної роботи є комплексний аналіз та розробка технології струйно-кавітаційного рафінування сталі в великовантажних ковшах мартенівського цеху, яка забезпечить якомого повнішу дегазацію сталі.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА
АНАЛІЗ СТАНУ ТЕОРІЇ ТЕХНОЛОГІЇ МАРТЕНІВСЬКОГО СПОСОБУ ВИПЛАВКИ СТАЛІ

1.1 Загальна характеристика сталеплавильного цеху

Робота сучасних сталеплавильних цехів характеризується застосуванням сталеплавильних агрегатів великої одиничної потужності; інтенсифікацією процесу виплавки сталі, переважним застосуванням безперервного розливання сталі; високим рівнем механізації виробничих процесів; автоматизацією управління цехом і окремими виробничими процесами і ділянками; застосуванням уловлюючих і очисних пристроїв, що запобігають забрудненню навколишнього середовища.

Сталеплавильний цех представляє собою складний взаємопов'язаний і оснащений різноманітним обладнанням комплекс будівель та споруд, в якому здійснюють зберігання запасу вихідних шихтових матеріалів, подачу і завантаження їх у піч, виплавку і розливання сталі, прибирання продуктів плавки та підготовку обладнання, які забезпечують виконання цих технологічних процесів.

До складу сталеплавильного цеху входять наступні основні виробничі відділення:

- головний будинок, в якому проводиться виплавка і, найчастіше, розливання сталі;
- шихтові відділення для магнітних і немагнітних матеріалів;
- міксерні відділення або відділення (дільниця) переливу чавуну;
- ділянка або відділення позапічної обробки рідкої сталі;
- відділення підготовки та ремонту сталерозливних і проміжних ковшів;
- відділення роздягання злитків (стріпперне);
- відділення підготовки виливниць.

Допоміжними відділеннями і ділянками є шлакові відділення, електростанції, насосні, мазутосховище, механічні та ремонтні майстерні та дільниці,

цехові лабораторії, склади та відділення термообробки і зачистки литих заготовок. Крім того, для кожного цеху передбачають окреме адміністративно-побутове приміщення [1].

1.2 Склад мартенівського цеху

Характерними особливостями планування мартенівських цехів є: організація виплавки і розливання сталі у виливниці, винесення всіх робіт зі зберігання і подачі шихтових матеріалів та підготовки виливниць в спеціалізовані відділення, які розташовувані в окремих будівлях, використання для зв'язку між відділеннями залізничного транспорту.

Основні вантажопотоки в мартенівському цеху - подача та завантаження в печі сталевого брухту і сипучих матеріалів, подача і заливка чавуну, подача виливниць, прибирання злитків і шлаку; головні допоміжні вантажопотоки - подача вогнетривів і матеріалів для ремонту і прибирання ремонтних відходів. Раціональна організація вантажопотоків забезпечується за рахунок розташування всіх відділень в одному (поздовжньому) напрямку і транспортуванні основних вантажів по поздовжніх рейковим шляхам.

Основні виробничі відділення мартенівського цеху - головний будинок, міксерні відділення, два шихтових відділення верхнього типу (одне для магнітних, а друге для сипучих матеріалів), стріпперне відділення, ділянка охолодження виливниць, відділення чищення й змащення виливниць, відділення підготовки складів. Шихтові відділення верхнього типу забезпечують транспортування мульдових складів по рейкових шляхах на рівні робочої площадки пічного прольоту без підйомів і спусків, що істотно спрощує і прискорює оборот складів [2].

1.3 Обґрунтування доцільності заміни мартенівських печей на ДСПА

Двохванна піч є характерним сталеплавильним агрегатом, що поєднує ефективну інтенсифікацію плавок і організацію вантажопотоків. Її можна розглядати як перехід від печі з подвоєною садком до двох печей з одинарними садками. Забезпечить в різний час швидкісну завалку шихти з одного ковша для кожної печі легше, ніж мати подвійні вантажопотоки для однієї печі великої ємності. Ця перевага двохванної печі обумовлено ефективною організацією вантажопотоків. Завдяки останньому при інтенсивній продувці ванни киснем досягнута висока продуктивність двохванних печей.

Переробка великовантажних печей на двохванну піч дозволяє ефективно організувати вантажопотоки і інтенсивно продувати ванну киснем. Вирішальне значення тут має пропускна здатність цеху, внаслідок обмеженості якої такі переробки за кількістю печей зводяться до мінімуму.

Для підвищення пропускної здатності цеху важливо, щоб печей в цьому цеху було небагато і щоб всі вони були однакової ємності. При цих умовах, після заміни великовантажних печей двох ванними печами, можна різко збільшити продуктивність цеху. Так, наприклад, при двох 600-т печах в мартенівському цеху продуктивність цеху можна прийняти рівною 1,0 млн. т/рік. Якщо обидві печі зробити двохванними, то при ємності кожної ванни 280 т і тривалості плавки 4,5 год продуктивність цеху буде близько 2,0 млн. т/рік. Завалка шихти з високою швидкістю в кожну ванну з одного стандартного (по числу візків з мульдами) складу, безперешкодне видалення шлаку з ванни (ємність шлакових ковшів буде цілком достатня), випуск всієї плавки в один ківш - все це забезпечить ефективну організацію технологічних вантажопотоків обох двохванних печей. При продувці ванн киснем з високою інтенсивністю, не обмеженою особливостями конструкції низу двохванних печей і пропускною здатністю цеху, можна подвоїти продуктивність печей і досягти максимального використання потужності цеху [3].

1.4 Вибір марки сталі

Для виробництва обрана конструкційна сталь, яка працює при високих динамічних навантаженнях. Внаслідок цього вона повинна мати високу межу текучості, малу чутливість до концентраторів напруг, високу межа витривалості, достатній запас температурної в'язкості і низький поріг холодноламкість. Крім того, сталь повинна мати гарну прожарюваність і малу чутливістю до відпускної хрупкості.

У виробах великих перетинів (діаметром понад 15…20 мм) механічні властивості легованих сталей вище, ніж у вуглецевих. Це пояснюється тим, що леговані сталі володіють кращою прожарюваністю. Якщо деталі працюють на крутіння, то напруга в перетині поширюється нерівномірно. Для таких деталей наскрізна прожарюваність не потрібна. В цьому випадку для надійного забезпечення міцності деталей загартований шар повинен розташовуватися на глибині не менше половини радіусу від поверхні. Для деталей, що працюють на розтяг (шатуни, торсіонні вали, відповідальні болти тощо) потрібно забезпечити наскрізну прожарюваність по всьому перетину. Для виробів, що вимагають високих значень ударної в'язкості і низького порога холодноламкості, що працюють при низьких температурах з високими швидкостями прикладання навантаження і при наявності концентратів напруг, слід застосовувати дрібнозернисті спокійні сталі, переважно леговані нікелем і молібденом.

Механічні властивості сталі в першу чергу визначаються вмістом у них вуглецю, від якості якого і залежить загартування сталі. Прожарюваність визначається присутністю легуючих елементів. В умовах повної прожарюваності механічні властивості сталі мало залежать від характеру легуванні. Вийняток становить нікель і молібден, які підвищують опір до крихкого руйнування. У той же час нікель збільшує пластичність і в'язкість сталі, зменшуючи чутливість до концентраторів напруг і знижує температуру порога холодноламкості. Підвищуючи запас в'язкості, нікель збільшує ударну в'язкість. Однак застосування сталей з надмірно високим вмістом хрому, марганцю і кремнію, що забезпечують

високу прожарюваність, сприяє підвищенню схильності до крихкого руйнування. На поріг холодноламкості (схильність до крихкого руйнування) також впливає сірка, фосфор, азот, водень, неметалеві включення (НВ). Вони підвищують температуру порога холодноламкості, тому до сталей, які працюють при низьких температурах, пред'являються вимоги чистоти по сірці, фосфору, азоту, водню і НВ. Вміст сірки і фосфору повинно бути не більше 0,04 і 0,035 масової частки, відповідно, а вміст водню не більше 2 $см^3$/100 г.

Найбільш поширеною конструкційної сталлю є сталь марки 17Г1С.

1.5 Існуюча технологічна схема виробництва конструкційної сталі 17ГС

Існуюча технологічна схема представлена на рис. 1.1.

Виробництво сталі 17Г1С в двохванному сталеплавильному агрегаті здійснюється з розкисленням і легуванням сталі в ковші на випуску, розкислення алюмінієм здійснюється чушками, що призводить до високого вигару [1].

Така позаагрегатна обробка не дозволяє отримати точний хімічний склад, що призводить до того, що приблизно 5 % плавок перепризначені в більш дешеві і прості, такі як Ст3. Неможливість контролювати ступінь вигару розкислювачів призводить до того, що вкрай важко отримати метал, що відповідає заданим стандартам і який є конкурентноспроможнім на внутрішньому ринку. Позапічна обробки не дозволяє отримувати сталь, що задовольняє сучасним вимогам, які висуваються споживачами. Крім того, розливання сталі в цеху виконується в злитки, що забезпечує більшу норму витрати металошихти.

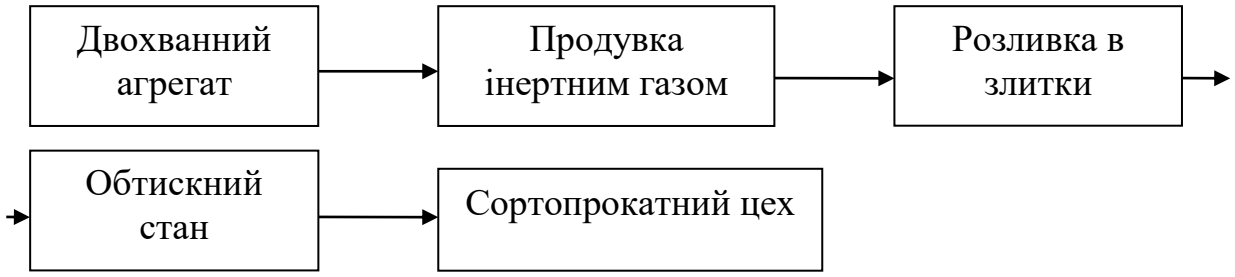


Рисунок 1.1 – Існуюча технологічна схема виробництва

Впровадження безперервного розливання сталі дозволить істотно знизити витратний коефіцієнт. Витрата металошихти знизиться на 7…10 %. Крім того, безперервне розливання сталі пред'являє ряд вимог щодо якості металу. Це низький вміст сірки і фосфору в металі (0,01…0,015 % мас.), низький вміст НВ (неметалічних включень), відхилення по температурі не більше 50 ºС. Для забезпечення цих вимог встановлюється АКОС (агрегат комплексної обробки сталі), який дозволить знизити температуру металу на випуску, що знижує вигар і збільшує термін служби вогнетривів. Установка доведення металу дозволяє заощадити дорогі феросплави, істотно знизити вміст розчинених у металі газів, що дозволить відмовитися від дорогої противофлокенної термообробки і допоможе забезпечити випуск якісної продукції, що задовольняє західним стандартам і є конкурентоспроможною як на внутрішньому, так і на зовнішньому ринку.

1.6 Матеріальний баланс виплавки сталі 17Г1С

Необхідний хімічний склад для сталі 17Г1С представлено в табл. 1.1 [4].

Таблиця 1.1 – Хімічний склад сталі 17Г1С, % мас.

C	Si	Mn	Cr	Ni	P	S	Cu
0,15-0,20	0,40-0,60	1,16-1,60	≤ 0,300	≤ 0,300	≤ 0,035	≤ 0,040	≤ 0,300

Склад чавуну, скрапу, металу по розплавлюванні і перед розкисленням наведені в табл. 1.2.

Таблиця 1.2 – Розрахунок на 100 кг металевої шихти для сталі 17Г1С, % мас.

Матеріал	C	Si	Mn	P	S
Чавун (65 %)	4,100	0,78	0,310	0,063	0,014
Скрап (35 %)	0,300	0,50	1,380	0,035	0,040
Середній склад шихти	2,770	0,683	0,685	0,053	0,023
Метал по розплавлення	0,970	сліди	0,240	0,019	0,023
Метал на випуску	0,040	сліди	0,120	0,011	0,021

Розрахуємо перший період плавки.

Середній склад шихти наведено в табл. 1.3.

Таблиця 1.3 – Визначення середнього складу шихти, кг

Матеріал	C	Si	Mn	P	S
Чавун	2,665	0,507	0,202	0,041	0,009
Скрап	0,105	0,176	0,483	0,012	0,014
Разом	2,770	0,683	0,685	0,053	0,023

Витрата кисню і кількість отриманих оксидів розраховані в табл. 1.4.

Таблиця 1.4 – Витрата кисню і кількість отриманих оксидів, кг

Окислення	Вигар домішок	Витрата кисню	Маса оксиду
$C \rightarrow CO$	1,800	2,400	4,200
$Si \rightarrow SiO_2$	0,683	0,781	1,464
$Mn \rightarrow MnO$	0,445	0,129	0,575
$P \rightarrow P_2O_5$	0,034	0,049	0,083
Fe в дим $\rightarrow Fe_2O_3$	0,500	0,190	0,690
Разом	3,462	3,408	6,528

Знос футерівки представлено в табл. 1.5.

Таблиця 1.5 – Знос футерівки, кг

Матеріал	1 період	2 період	За плавку
Магнезітохроміт	0,2	0,1	0,3
Доломіт	1,2	0,3	1,5

Приймемо забрудненість скрапу 1,5 %.

Забруднення типу глини SiO_2 = 50 %; Al_2O_3 = 28 %; H_2O = 22 %.

Забрудненням вноситься:

- SiO_2

$$35 \cdot 0{,}015 \cdot 0{,}50 = 0{,}262 \text{ кг;} \quad (1.1)$$

- Al_2O_3

$$35 \cdot 0{,}015 \cdot 0{,}28 = 0{,}147 \text{ кг;} \quad (1.2)$$

- H_2O

$$3 \cdot 0{,}015 \cdot 0{,}22 = 0{,}115 \text{ кг;} \quad (1.3)$$

Разом: $\Sigma = 0{,}524$ кг.

Прийнято, що окисненість скрапу (у вигляді Fe_2O_3) становить 1 % його маси, тобто 0,35 кг. Відповідно до проведених досліджень, разом з чавуном з

міксера потрапляє невелика кількість шлаку (1,5 % масової частки чавуну) 1,5 кг/100 кг, при цьому склад шлаку: 45,0 % CaO; 6,0 % Al_2O_3; 7,5 % MgO; 40,0 % SiO_2, 1,5 % S.

Міксерний шлак внесе:

- CaO

$$0{,}45 \cdot 1{,}5 = 0{,}675 \text{ кг;} \quad (1.4)$$

- SiO_2

$$0{,}40 \cdot 1{,}5 = 0{,}6 \text{ кг;} \quad (1.5)$$

- Al_2O_3

$$0{,}06 \cdot 1{,}5 = 0{,}1125 \text{ кг;} \quad (1.6)$$

- MgO

$$0{,}075 \cdot 1{,}5 = 0{,}1125 \text{ кг;} \quad (1.7)$$

- S

$$0{,}015 \cdot 1{,}5 = 0{,}0225 \text{ кг.} \quad (1.8)$$

Вапняку вводимо 1,5 кг.

Надійде SiO_2 з матеріалів:

- металошихта – 1,464 кг;
- магнезітохроміта – 0,012 кг;
- забрудненння скрапу – 0,262 кг;
- міксерний шлак – 0,6 кг;
- доломіт – 0,024 кг;
- вапняк – 0,002 · х кг;

Σ 2,362 + х · Σ 0,02 кг.

Надійде Al_2O_3 з матеріалів:

- магнезітохроміта – 0,008 кг;
- забруднення скрапу – 0,147 кг;
- міксерний шлак – 0,090 кг;
- доломіт – 0,024 кг;
- вапняк – 0,003 · х кг.

Надійде MnO з матеріалів:

- металошихта – 0,574 кг;

- вапняк – 0,0015 · х кг;

Σ 0,574 + 0,0015 · х кг

Надійде *MgO* з матеріалів:

- магнезітохроміта – 0,132 кг;

- міксерний шлак – 0,116 кг;

- доломіт – 0,432 кг;

- вапняк – 0,02 · х кг

Σ 0,677 + 0,02 · х кг

Надійде *CaO* з матеріалів:

- магнезітохроміта – 0,004 кг;

- міксерний шлак – 0,675 кг;

- доломіт – 0,660 кг;

- вапняк - 0,53 · х кг;

Σ 1,339 + 0,53 · х кг.

Надійде P_2O_5 з матеріалів:

- металошихта – 0,083 кг;

- вапняк – 0,0007 · х кг;

Σ 0,083 + 0,0007 · х кг.

Надійде *S* з матеріалів:

- металошихта – 0,001 кг;

- міксерний шлак – 0,0215 кг;

- вапняк – 0,001 · х кг;

Σ 0,0225 + 0,001 · х кг.

Вміст *FeO* і Fe_2O_3 з урахуванням експериментальних даних прийнято рівним відповідно 20 % і 7 %.

Кількість шлаку по розплавленню:

$$L_ш = 0,262 \cdot L_ш + 5,327 + 0,5747 \cdot х. \quad (1.9)$$

Друге рівняння складаємо по основності шлаку 1 періоду, яка дорівнює 1,8, тоді:

$$(1{,}339 + 0{,}53 \cdot x)/(2{,}362 + 0{,}02 \cdot x) = 2{,}0 \quad x = 6{,}908 \qquad (1.10)$$

Маса шлаку складе:

$$L_ш = 5{,}327 + 0{,}5747 \cdot 6{,}908/0{,}738 = 12{,}6 \text{ кг.} \qquad (1.11)$$

Розрахуємо кількість і склад шлаку періоду розплавлення:

- SiO_2

$$2{,}362 + 0{,}02 \cdot 6{,}908 = 2{,}50 \text{ кг;} \qquad (1.12)$$

- Al_2O_3

$$0{,}269 + 0{,}003 \cdot 6{,}908 = 0{,}29 \text{ кг;} \qquad (1.13)$$

- MnO – 0,574 = 0,574 кг;

- CaO

$$1{,}339 + 0{,}53 \cdot 6{,}908 = 5{,}000 \text{ кг;} \qquad (1.14)$$

- MgO

$$0{,}677 + 0{,}02 \cdot 6{,}908 = 0{,}815 \text{ кг;} \qquad (1.15)$$

- P_2O_5

$$0{,}083 + 0{,}0007 \cdot 6{,}908 = 0{,}088 \text{ кг;} \qquad (1.16)$$

- S

$$0{,}0225 + 0{,}0001 \cdot 6{,}908 = 0{,}023 \text{ кг;} \qquad (1.17)$$

- FeO

$$0{,}2 \cdot 12{,}6 = 2{,}52 \text{ кг;} \qquad (2.18)$$

- Fe_2O_3

$$0{,}07 \cdot 12{,}6 = 0{,}79 \text{ кг;} \qquad (1.19)$$

$\Sigma L_ш = 12{,}6$.

Баланс заліза 1 періоду плавки наведено в табл. 1.6.

Таблиця 1.6 – Баланс заліза 1 періоду плавки

Джерело	З Fe_2O_3, кг	З FeO, кг
Доломіт	0,0025	-
Магнезітохроміт	0,0140	-
Вапняк	0,01	-
Окалина скрапа	0,017	0,080
Разом	0,1965	0,080
Вміст в шлаку	0,553	1,966
Переходить в сталь	0,357	1,886

Кількість оксидів заліза:

$$0,357 + 1,886 = 2,243 \text{ кг.} \quad (1.20)$$

Витрата кисню на окислювання заліза до Fe_2O_3:

$$0,357 \cdot 48/112 = 0,153 \text{ кг.} \quad (1.21)$$

Витрата кисню на окислювання заліза до FeO:

$$1,886 \cdot 16/56 = 0,539 \text{ кг.} \quad (1.22)$$

Оскільки в перший період виділяється багато *CO*, то окислювальна здатність печі буде невелика, її можна прийняти 5 кг/м^2 · год.

Приймаємо площа поду однієї ванни 54 м^2, тоді тривалість процесу буде 2,9 год.

Кількість кисню, що надійшла з атмосфери:

$$5 \cdot 54 \cdot 2,9 \cdot 100/250000 = 0,31 \text{ кг/100 кг.} \quad (1.23)$$

Необхідна кількість чистого кисню:

$$3,408 + 0,153 + 0,539 - 0,31 - 0,0735 = 3,716 \text{ кг.} \quad (1.24)$$

Коефіцієнт засвоєння кисню, що подається в ванну становить 90 %

Витрата технічного кисню:

$$3,716 \cdot 22,4 / 0,95 \cdot 0,9 \cdot 32 = 3,04 \text{ м}^2/100 \text{ кг.} \quad (1.25)$$

На 1 тонну металошихти потрібно 3,04 м^3/т технічного кисню.

Витрата чистого кисню:

$$3,716 \cdot 22,4 / 32 = 2,601 \text{ м}^3. \quad (1.26)$$

Витрата чистого кисню з урахуванням коефіцієнта засвоєння:

$$2,601/0,9 = 2,89 \text{ м}^3 ; \quad 4,34 \cdot 0,1 = 0,304 \text{ м}^3 \text{ (0,434 кг).} \quad (1.27)$$

Кількість незасвоєного азоту:

$$4{,}34 \cdot 0{,}05 = 0{,}152 \text{ м}^3 \text{ (0,217 кг)}. \quad (1.28)$$

Кількість технічного кисню, що надходить в ванну:

$$3{,}716 + 0{,}217 + 0{,}304 = 2{,}966 \text{ м}^3 \text{ (4,237 кг)}. \quad (1.29)$$

Корольків в шлаку буде 10 % від маси шлаку

$$12{,}6 \cdot 0{,}05 = 1{,}26 \text{ кг}. \quad (1.30)$$

Вихід металу після 1 періоду плавки:

$$М_{ж.ст.} = М_{м.ш.} - \left(\frac{М_{м.ш.}}{100}\right) \cdot (\Delta[C] + \Delta[Mn] + \Delta[P]) - М_{ж.шл.} - М_{к} - М_{б.д.}, \quad (1.31)$$

де $M_{ж.ст}$ – маса рідкої сталі, кг;

$M_{м.ш}$ – маса металошихти, кг;

$\Delta[C], \Delta[Mn], \Delta[P]$ – домішок, кг;

$M_{ж.шл}$ – маса шлаку, кг;

$M_{к}$ – маса корольків, кг;

$M_{б.д.}$ – маса бурого диму, кг.

Тоді

$$М_{ж.ст.} = 100 - (1{,}8 + 0{,}683 + 0{,}445) - 2{,}243 - 0{,}524 - 0{,}35 - 1{,}26 - 1{,}5 = 91{,}16 \text{ кг}. \quad (1.32)$$

Виділиться CO_2 з матеріалів:

- вапняк – 2,867;
- доломіт – 0,030;

Σ = 2,897.

Виділиться H_2O з матеріалів:

- забруднення скрапу – 0,115;
- вапняк – 0,060;
- доломіт – 0,026;

Σ = 0,201.

Матеріальний баланс 1 періоду плавки представлено в табл. 1.7.

Витрата кисню і кількість домішок, що окислилися під час доведення наведено в табл. 1.8.

Таблиця 1.7 – Матеріальний баланс 1 періоду

Надійшло		Отримано	
Джерела	Маса, кг	Джерела	Маса, кг
Металошихта	100,00	Метал	91,16
Вапняк	6,908	Шлак	12,60
Магнезітохроміт	0,20	Корольки	0,350
Доломіт	1,20	CO	4,2
Кисень з атмосфери	0,31	CO_2	2,897
Технічний кисень	4,237	H_2O	0,201
		Незасвоєного кисню	0,434
		N_2	0,217
		Fe_2O_3 в бурий дим	0,69
Разом	112,155	Разом	112,746

Таблиця 1.8 – Витрата кисню і кількість домішок, що окислилися в період доведення, кг

Окислення	Вигар домішок	Витрата кисню	Маса оксиду
C → CO	0,930	1,240	2,17
Si → SiO_2	-	-	-
Mn → MnO	0,12	0,032	0,142
P → P_2O_5	0,010	0,013	0,029
Fe → в дим	0,0018	0,0018	0,0036
Fe → в дим	0,365	0,137	0,502
Разом	1,41	2,306	3,716

Розрахунок складу і кількості шлаку приведено в табл. 1.9.

Таблиця 1.9 – Визначення кількості складових шлаку періоду доведення, кг

Джерела	SiO_2	Al_2O_3	MnO	MgO	CaO	P_2O_5	S	FeO	Fe_2O_3	Σ
Шлак періоду розплавлення	2,500	0,290	0,57	0,81	5,000	0,088	0,023	2,52	0,79	12,6
Магнезітохроміт	0,006	0,004	-	0,06	0,002	-	-	-	0,011	0,10
Металошихти	-	-	0,14	-	-	0,023	-	0,40	0,074	0,63
Добавка вапна	0,046	0,007	-	0,04	1,117	0,001	-	-	0,005	1,22
Разом	2,552	0,301	0,71	0,92	6,119	0,112	0,025	2,92	0,88	14,6

Основність шлаку дорівнює:

$$41,91/17,48 = 2,4. \quad (1.33)$$

Вихід металу:

$$M_{ж.ст.} = 91,16 - 1,41 - 0,311 - 0,0518 - 14,577 \cdot 0,05 + 0,27 = 88,68 \text{ кг}. \quad (1.34)$$

Кількість [FeO], що утворився за рахунок окислення заліза в другому періоді плавки;

$$[FeO] = 2,92 - 1,886 = 1,034 \text{ кг.} \quad (1.35)$$

Кількість $[Fe_2O_3]$, що утворився за рахунок окислення заліза в другому періоді плавки:

$$[Fe_2O_3] = 0,531 - 0,357 = 0,174 \text{ кг.} \quad (1.36)$$

Витрата кисню на окислювання заліза до [FeO]

$$1,034 \cdot 16/72 = 0,230 \text{ кг.} \quad (1.37)$$

При цьому окислиться заліза:

$$1,034 - 0,230 = 0,804 \text{ кг.} \quad (1.38)$$

Витрата кисню на окислювання заліза до $[Fe_2O_3]$:

$$0,174 \cdot 48/160 = 0,052 \text{ кг.} \quad (1.39)$$

При цьому окислиться заліза:

$$0,174 - 0,052 = 0,122 \text{ кг.} \quad (1.40)$$

Кількість корольків в шлаку приймемо 5 %:

$$14,577 \cdot 0,05 = 0,729 \text{ кг.} \quad (1.41)$$

Кількість кисню, що надійшов з атмосфери:

$$5 \cdot 54 \cdot 100/250000 = 0,108 \text{ кг.} \quad (1.42)$$

Кількість кисню, яке пішло на окислення елементів:

$$O_\Sigma = O_C + O_{Mn} + O_P + O_{Fe\ шл} + O_{Fe\ пил}. \quad (1.43)$$

Тоді

$$O\Sigma = 2,306 + 0,230 + 0,052 + 0,027 = 2,615 \text{ кг.} \quad (1.44)$$

Кількість кисню, яке треба подати через фурми:

$$2,615 - 0,108 = 2,507 \text{ кг.} \quad (1.45)$$

Необхідна кількість технічного кисню:

$$2,507 \cdot 22,4 / 0,95 \cdot 32 \cdot 0,9 = 2,053 \text{ м}^3/100 \text{ кг.} \quad (1.46)$$

Кількість незасвоєного кисню:

$$2,053 \cdot 0,1 = 0,2053 \text{ м}^3. \quad (1.47)$$

Кількість азоту:

$$2,053 \cdot 0,05 = 0,103 \text{ м}^3. \quad (1.48)$$

Матеріальний баланс другого періоду плавки представлений в табл. 1.10.

Таблиця 1.10 – Матеріальний баланс другого періоду плавки

Надійшло		Отримано	
Джерело	Маса, кг	Джерело	Маса, кг
Метал	91,160	Сталь	88,680
Шлак	12,600	Шлак	14,577
Магнезітохроміт	0,100	Корольки	0,729
Доломіт	0,300	Бурий дим	0,502
Кисень з атмосфери	0,108	Гази: CO	2,170
Технічного кисню	2,930	CO_2	0,183
Вапна	1,314	N_2	0,103
		O_2	0,205
		SO_2	0,0036
Разом	108,512	Разом	107,235

Матеріальний баланс всієї плавки представлений в табл. 1.11.

Таблиця 1.11 – Матеріальний баланс всієї плавки, кг

Надійшло		Отримано	
Джерело	Маса, кг	Джерело	Маса, кг.
Металошихта	100,00	Сталь	88,68
Магнезітохроміт	0,300	Втрати з корольками	1,07
Доломіт	1,500	Шлак	10,228
Кисень з атмосфери	0,418	Бурий дим	1,192
Технічний кисень	6,967	Газ CO	 6,370
Вапно	1,314	CO_2	3,080
Вапняк	6,908	N_2	0,337
		O_2	0,707
		H_2O	0,201
Разом	117,407	Разом	116,226

2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА

2.1 Вибір конструкції основних виробничих агрегатів

Реконструкція мартенівського цеху здійснюється з метою заміни мартенівських печей на двовані сталеплавильні агрегати.

Двованні печі споруджують на місці мартенівських, що зносяться, між колонами, що розмежовують пічний і розливний прольоти. Відстань між цими колонами дозволяє розмістити піч із двома ваннами ємністю по 250т. Продуктивність таких печей становить близько 1100000 тонн сталі на рік, інтервал між випусками плавок близько 1,5год.

Двованні печі в порівнянні з мартенівськими забезпечують збільшення випуску сталі, економію палива та вогнетривів, зниження трудомісткості ремонтів. У разі заміни мартенівських печей двованними не потрібна перебудова головної будівлі цеху, повністю використовується все підйомно-транспортне обладнання, що є в цеху, та обладнання з обслуговування печей.

У період реконструкції печей у робочому просторі агрегату під одним склепінням споруджують дві ванни, з'єднані між собою вікном. Удосконалено конструкцію ванни: збільшено об'єм, форму та глибину ванн, змінено розташування завалочних вікон, збільшено розмір сталевипускного отвору, піднято висота склепіння.

Реконструйовано перекидні пристрої, розширено димарі, збільшено потужність ексгаустера, введено автоматичну систему допалювання СО у димі та регулювання температури диму. Побудовано досконаліші мокрі газоочисні установки.

У передній стінці кожної ванни передбачено три завалочні вікна. Сталевипускні отвори розташовані строго посередині ванни проти середнього вікна завалки.

Висока стійкість склепінь на двованних печах (більше 1100 плавок) досягнута в результаті збільшення його висоти до 4200-4450мм, реконструкції системи підвіски, збільшення пропускної спроможності димовідвідного тракту, підвищення надлишкового тиску кисню перед склепінням до 0,8-1 шлаковиків. У

зв'язку з більшою висотою склепіння для запобігання перегріву підкранової балки, що проходить над склепінням двованної печі. Вона захищена спеціальними теплоізоляційними екранами. Відстань від низу екрана до верхньої поверхні цегли складає 750-800мм. у цьому просторі розміщено ригель заввишки 400мм. Радіус склепіння зменшений до 5000-5500мм, а центральний кут склепіння збільшений до 93-1060 при прольоті між балками п'яти в 8000мм. Висота п'ятових балок над рівнем порогів також підвищена до 2300-2400мм, причому нижня полиця п'ятової балки поставлена з нахилом до горизонту так, щоб п'ята склепіння була на 100-150мм у нижній кромці балки. Велике значення має вирівнювання балок по горизонту і куту нахилу, а також відстань між балками, яка становить 40-50мм.

Для двованних агрегатів склепіння виконане пряме без перетискань з цегли висотою 460мм. Над вертикальними каналами склепіння має товщину 380мм.

Для підвіски цегли склепіння застосовують куточки з полицями висотою 100-120мм, які мають у своєму розпорядженні через 6-7 цегли. Замкова цегла – одна, встановлюють у пучку склепіння арки, вона повинна заходити в кладку від зусилля ручки на 2/3 висоти цегли, решту забивають легкими ударами дерев'яного молотка. Це запобігає виникненню напруг під час нагрівання та експлуатації.

Важливим удосконаленням у кріпленні склепіння двованних печей стало створення пружинної підвіски. Кут підвіски склепіння складається з стрижня з різьбленням, нижній кінець якого з'єднаний з парою куточків склепіння, двох гайок і пружини. Принцип роботи підвіски полягає в тому, що після вкладки склепіння до вибивання опалубки верхньої затяжної гайки проводиться стиск пружини на 100мм. Для вільного зростання склепіння потрібно мати зазор. У пучку склепіння відстань від нижньої гайки до упору в ригель має бути 110-130мм; у п'ят 70-90мм. Зазор необхідний для переміщення арок склепіння протягом кампанії на 40-50мм під час розігріву та до 110-150м наприкінці кампанії.

У зв'язку зі збільшенням висоти склепіння задня стінка стала вищою і особливо її вертикальна частина, що збільшило площу зносу і знизило міцність задньої стінки. Для збільшення стійкості задньої стінки, особливо її прямої

частини, застосували трубчасті водоохолоджувані холодильники. Пороги вікон роблять ступінчасті: середній поріг на 300-350мм нижче крайніх. Висота середнього порогу від робочого майданчика 600мм.

При необхідності видалення шлаку в період плавлення його спускають через поріг середнього вікна завалки. Під піччю знаходиться самохідний візок із двома шлаковими чашами. Візок переміщається під люк та під сталевипускний отвір за допомогою тягача.

Відсутність шлакових льоток і жолобів на задній стороні печі вивільняє додаткову площу на робочому майданчику для розміщення установок автоматичного завантаження феросплавів у сталерозливний ківш і забезпечує вільний доступ персоналу для догляду за отвором для сталевипуску та обслуговування установки по безперервному виміру температури сталі. На задньому майданчику розміщено також установки з відбору проб металу та шлаку.

На двованних агрегатах робочі простори камер опалюють природним газом, що подається через газокисневі пальники. Спалювання газу в кисні дозволило відмовитися від звичайних головок, регенераторів, вентилятора для подачі повітря, а наявність двох ванн, розташованих поруч, дозволило використовувати фізичне та хімічне тепло продуктів згоряння з ванни для продувки для попереднього нагрівання шихти в сусідній ванні. Усе це знизило питому витрату палива на 1т сталі. У зведенні кожної ванни розміщено три кисневі фурми та шість стаціонарних газокисневих пальників.

Повне спалювання палива та допалювання окису вуглецю відбувається за рахунок введення кисню через фурми, а також підсмоктування атмосферного повітря. Тепло від спалювання природного газу та від продуктів згоряння сусідньої ванни витрачається на нагрівання металобрухту та покриття витрати тепла на холостий хід агрегату. Продукти згоряння з однієї ванни в іншу переходять за рахунок розряджання, створюваного димососом. Тиск під склепінням продувної ванни допускається 60Па, в завантажувальній ванні від 40Па до негативного значення.

Продування ванни ведуть киснем через три рухомі кисневі фурми, розташовані проти кожного вікна завалки. Кожна фурма для підйому забезпечена індивідуальною лебідкою та системою водяного охолодження.

У пульті управління піччю розташовані командоапарати для подачі палива, кисню та повітря, управління рухомими фурмами та пальниками. У пульті вміщено прилади для вимірювання тиску палива, кисню та повітря, їх кількості. Температури та покажчик глибини занурення фурм.

Двохванна печі за всіма показниками мають переваги перед мартенівськими печами. Якість сталей, що виплавляються у двованних агрегатах, задовольняє вимогам ГОСТів та ТУ і не поступається мартенівській.

Однак є фактори, які слід враховувати під час заміни мартенівських печей на двовані агрегати:

а) конструкція цеху має забезпечити розміщення двованних агрегатів з оптимальними параметрами;

б) витрата рідкого чавуну у шихті двованних агрегатів збільшується на 15-20%;

в) у двованних агрегатах виплавляються переважно низьковуглецеві сталі, але успішно виплавляють середньо-і високовуглецеві сталі;

г) необхідне забезпечення процесу технічним киснем тиском понад 1,0 МПа;

д) потрібна достатня пропускна здатність шихтового двору та розливного прольоту.

2.2 Основні елементи конструкції ДСПА

Двохванна печі створені на базі мартенівських стаціонарних печей. У період реконструкції печей у робочому просторі агрегату під одним склепінням було споруджено дві ванни, з'єднані між собою перевалом. Удосконалено конструкцію ванни: збільшено обсяг, змінено форму та глибину ванн, змінено розташування завалочних вікон, збільшено розмір сталевипускного та шлакового отворів, піднято висота склепіння.

Реконструйовано перекидні пристрої, розширено димоходи, збільшено

потужність ексгаустера, введено автоматичну систему допалювання CO_2 у димі до регулювання температури диму. Побудовано досконаліші мокрі газоочисні установки.

У передній стінці кожної ванни передбачено три вікна завалки. Сталевипускні отвори розташовані строго посередині ванни проти середнього вікна завалки.

Висока стійкість склепінь на двованних печах (більше 1100 плавок) досягнута в результаті збільшення його висоти до 4200 - 4450 мм реконструкції системи підвіски, збільшення пропускної здатності димовідвідного тракту, підвищення надлишкового тиску кисню перед склепіннями до 0,8 - 1 шлаковиків. У зв'язку з великою висотою склепіння для запобігання перегріву підкранової балки, що проходить над склепінням двованної печі, вона захищена спеціальними теплоізоляційними екранами. Відстань від низу екрана до верхньої поверхні цегли складає 750 - 800 мм. У цьому просторі розміщено ригель заввишки 400 мм. Радіус склепіння зменшений до 5000-5500 мм, а центральний кут склепіння збільшений до 93-106° при прольоті між балками п'яти в 8000 мм. Висота п'ятових балок над рівнем порогів також підвищена до 2300-2400 мм, причому нижня полиця балки п'яти поставлена з нахилом до горизонту так, щоб п'ята склепіння була на 100-150 мм вище нижньої кромки балки. Велике значення має вирівнювання балок по горизонту і куту нахилу, а також відстань між балками, яка повинна бути 40-50 мм.

Для двованних агрегатів склепіння доцільно виконувати прямим без перетискань із цегли висотою 460 мм. Над вертикальними каналами склепіння має товщину 380 мм.

Для підвіски цегли склепіння застосовують куточки з полицями висотою 100-120 мм, які мають у своєму розпорядженні через 6-7 цегли. Замкова цегла — одна, встановлюють у пучку склепіння арки, вона повинна заходити в кладку від зусилля руки на 2/3 висоти цегли, решту забивають легкими ударами дерев'яного молотка. Це оберігає склепіння від виникнення надмірної напруги під час нагрівання та експлуатації.

Важливим удосконаленням у кріпленні склепіння двованних печей стало створення пружинної підвіски, Вузол підвіски склепіння складається з стрижня з різьбленням М-30, нижній кінець якого з'єднаний з парою куточків склепіння, двох гайок і пружини. Принцип роботи підвіски полягає в тому, що після викладання склепіння до вибивання опалубки затягуванням верхньої гайки проводиться стиск пружини на 100 мм. Для вільного зростання склепіння потрібно мати зазор. У пучку склепіння відстань від нижньої гайки до упору в ригель має бути 110-130 мм; у п'ят 70-90 мм. Зазор необхідний для переміщення арок склепіння протягом кампанії на 40-50 мм під час розігріву та до 110-150 мм наприкінці кампанії.

У зв'язку зі збільшенням висоти склепіння задня стінка стала вищою і особливо її вертикальна частина, що збільшило площу зносу і знизило міцність задньої стінки. Для збільшення стійкості задньої стінки, особливо її прямої частини, застосували трубчасті водоохолоджувальні холодильники. Пороги вікон роблять ступінчасті: середній поріг на 300-350 мм нижче крайніх. Висота середнього порогу від робочого майданчика складає 600 мм.

На двованних агрегатах робочі простори камер опалюють природним газом, що подається через газокисневі пальники. Спалювання газу в кисні дозволило відмовитися від звичайних головок, регенераторів, вентилятора для подачі повітря, а наявність двох ванн, розташованих поруч, дозволило використовувати фізичне та хімічне тепло продуктів згоряння з продувної ванни для попереднього нагрівання шихти (металобрухту та флюсів) у сусідній ванні. Усе це знизило питому витрату палива на 1 т сталі.

У склепінні кожної ванни розміщено три кисневі фурми та шість стаціонарних газокисневих пальників. Крім того, іноді встановлюють додаткові пальники. Їх зазвичай розташовують над перевалом полум'яного вікна для кожної ванни.

Повне спалювання палива та допалювання окису вуглецю відбуваються за рахунок введення кисню через фурми, а також підсмоктування атмосферного повітря. Тепло від спалювання природного газу та від продуктів згоряння

сусідньої ванни витрачається на нагрівання металобрухту та покриття витрати тепла на холостий хід агрегату. Продукти згоряння з однієї ванни в іншу переходять за рахунок розряджання, створюваного димососом. Тиск під склепінням продувної ванни допускається 60 Па, в завантажувальній ванні від 40 Па до негативного його значення.

Продування ванни ведуть киснем через три рухомі кисневі фурми, розташовані проти кожного завалочного вікна. Кожна фурма для підйому забезпечена індивідуальною лебідкою та системою водяного охолодження. Продування ведуть при положенні нижнього зрізу фурм на межі шлак - метал.

Управління лебідками для підйому та опускання фурм: ручне, напівавтоматичне та автоматичне. Для експлуатації фурм над склепінням встановлюють спеціальний майданчик, на якому розміщені лебідки.

На мостах заливальних кранів змонтовані спеціальні візки-талі для підйому та встановлення фурм в амбразури склепіння.

У пульті управління піччю розташовані контрольно-вимірювальні апарати для подачі палива, кисню та повітря, управління рухомими фурмами та пальниками. У пульті поміщені прилади для вимірювання тиску палива, кисню та повітря, їх кількості, температури та вказівник глибини занурення фурм.

На світловому щиті сталевар бачить енергоносії, що проходять через певний пальник або фурму, що дозволяє сталевару стежити за тепловим та технологічним процесом у ваннах та усувати порушення та неполадки у роботі.

Двованні печі за всіма показниками мають переваги перед мартенівськими печами. При реконструкції цеху в початковий період можлива спільна робота двованних агрегатів і мартенівських печей. Вивільнені площі можна використовувати для встановлення агрегатів з обробки рідкої сталі в ківшах: синтетичними шлаками, рідкою лігатурою, вакуумуванням у відкритих ківшах та ін, що забезпечить подальше поліпшення якості сталі. Якість сталей, що виплавляються в двованних агрегатах, задовольняє вимогам ГОСТів і ТУ і не поступається мартенівською.

Однак є фактори, які слід враховувати при заміні мартенівських печей на двовані агрегати:

а) конструкція цеху має забезпечити розміщення двованних агрегатів з оптимальними параметрами;

б) витрата рідкого чавуну в шихті двованних агрегатів збільшується на 15-20%;

в) у двованних агрегатах виплавляються переважно низьковуглецеві сталі, виробництво середньо- та високовуглецевих сталей освоєно недостатньо;

г) необхідне забезпечення процесу технічним киснем тиском ≥ 1,0 МПа;

д) потрібна достатня пропускна здатність шихтового двору та розливного прольоту.

2.3 Режим роботи двованних агрегатів

У основі роботи двованних печей закладено рівність періодів процесу у обох ваннах, тобто. тривалість періодів продування в одній ванні повинна бути однаковою за часом з холодним періодом в іншій ванні. Але, враховуючи, що під час заливання чавуну у ванну подають помірну кількість кисню, а за кілька хвилин до випуску плавки припиняється доцільно, щоб гарячий період був більшим, ніж холодний. При такому режимі забезпечується безперервне надходження СО з камери продування в сусідню камеру, де здійснюють заправку, завалку, заливку чавуну і починають продування. У першій камері доведення плавки закінчують при зворотному русі газів в печі [5].

Теплотехнічний період плавки у двованній печі починається з огляду стану ванни, заправки та закриття сталевипускного отвору. Для хорошої видимості робочого простору знижують витрату кисню в сусідній ванні, де йде технологічний період, а продукти горіння з ванни продувки відводять безпосередньо в «гарячий» вертикальний канал. У холодну ванну подають до 2500 м3/год природного газу, а гарячу ванну подають кисню до 7000 м^3/год, при цьому у ванну, де йде продування, природний газ не подають.

До двованних печей металобрухт та вапняк подають в одному складі за 20 хв. до випуску плавки.

На двованній печі плавка проходить зі спуском первинного шлаку самопливом і без наведення шлаку на доведення. Вапняк дають у завалку з розрахунку одержання після розплавлення шихти шлаку основністю 1,8-1,9.

Завалку шихти у ванну проводять однією машиною завалки в наступному порядку. Спочатку завантажують легкий брухт для прикриття подини. Потім по 1 -2 мульди у вікно завалюють важкий брухт і бій чавуну. На металобрухт завантажують 6 -7 мульд вапна або вапняку. Потім завалюють металобрухт по 1-2 мульди у вікно, причому у верхніх і нижніх його шарах не повинно бути бою чавуну. Тривалість завалки становить від 20 до 30 хвилин.

На першій плавці після холодного ремонту шихту прогрівають газокисневими пальниками, через які подають 4000 $м^3$/год природного газу та 5000 $м^3$/год кисню. Продукти горіння відводять через сусідню ванну.

При режимі роботи, що встановився в період завалки і прогріву шихти, нагрівання шихти проводять за рахунок гарячих газів сусідньої ванни, а також додатково подають до 1000 $м^3$/год природного газу і 2000 $м^3$/год кисню.

Операція заливки чавуну узгоджується у часі з операціями у сусідній ванні, т.к. після заливання чавуну закінчується перший теплотехнічний період плавлення і починається другий теплотехнічний період плавки. На цій операції виробляють перекидання клапанів.

Заливку чавуну починають при вмісті в продувній ванні близько 0,6% і не пізніше ніж за 25 хв. до випуску плавки. Тривалість заливання чавуну зазвичай становить 10-15 хв. Після закінчення зливу чавуну жолоб від агрегату прибирають.

Процес продування в теплотехнічний період визначають витратою, тиском, чистотою кисню та положенням головки фурми по відношенню до шихти. Візуальний контроль за ходом продування ванни киснем ведуть по зміні обсягу шихти та поверхні шлаку. Для цього час продування можна умовно поділити на проміжні періоди: початок продування; продування в період плавлення;

продування в період доведення; продування при вмісті вуглецю менше 0,20%; Випуск.

На початку продування головки фурм розташовані на 0,5 - 1,0 м вище за рівень поверхні металу і витрата кисню становить 4000 $м^3$/год. Продування ведуть так, щоб голівки фурм не заметали.

При продуванні в період плавлення головки фурм повинні знаходитися на межі шлак - метал і продування ведуть «жорстким» струменем. Для спостереження станом фурм їх періодично піднімають з розплаву на висоту до 1,5м. При цьому перевіряють, чи не замітала головка фурми, чи немає витоку води. У разі сильної течії води фурму виводять із печі та замінюють на нову.

Положення фурми вважається нормальним, якщо відсутнє випаровування з фурменних амбразур у склепінні. Принаймні підвищення швидкості вигоряння вуглецю біля фурм в реакційних зонах утворюються «буруни», ванна починає кипіти. Шлак стає пінистим і піднімається до рівня хибних порогів вікон завалки. Зливають шлак через поріг середнього вікна завалки. Спуск шлаку покращує процес вигоряння домішок, кипіння стає більш рівним.

У період плавлення шихти під спіненим шлаком витрата кисню зазвичай становить 8000 $м^3$/год при тиску 1,0 МПа та чистотою до 99,2 % O_2. У умовах металевий брухт розплавляється повністю за 45 - 60 хвилин. Тому не пізніше ніж через годину після початку продування відбирають пробу металу та шлаку на хімічний аналіз. У цей час у розплав опускають термопари для безперервного виміру температури рідкої сталі.

У період доведення розплав і металу у ванні є однією реакційною зоною з трьома джерелами кисню.

Після розплавлення визначають хімічний склад металу та шлаку. У металі визначають вміст вуглецю, марганцю, фосфору та сірки. У шлаку визначають кремнезем, окис кальцію та закис заліза.

При доведенні плавки з вмістом С у ванні металу до 2 %, щоб уникнути перегару металу зменшують подачу кисню, в результаті швидкість реакції прямого окислення вуглецю зменшується. Переважний розвиток отримує реакція

окиснення вуглецю за рахунок оксидів заліза шлаку, що знижує температуру сталі.

Весь цей час сталевар відбирає проби металу через кожні 5-10 хв. та контролює вміст вуглецю.

Переокислення плавки на доведення виправляють доливкою рідкого чавуну.

Після цього плавку продують киснем (до 4000 $м^3$/год) і доводять до необхідного вмісту вуглець, сірку, фосфор і температуру.

Для вирівнювання складу металу випуск плавки дозволяється не раніше, ніж через 15 хвилин після закінчення доливки.

Після припинення продування протягом невеликого періоду витримки плавки значно знижується вміст розчиненого кисню в металі та шлаку. Це відбувається головним чином за рахунок саморозкислення ванни вуглецем.

Тривалість післяпродувного періоду для плавки з високою переокисленістю металу в кінці продування повинна становити не більше 15 хвилин. При випуску сталі з 0,1% С тривалість післяпродувного періоду можна скоротити до 5 - 10 хвилин.

При випуску плавки фурми повинні бути в проміжному положенні, але не вище 1-1,5 м над рівнем рідкого шлаку. У цей період м'який струмінь кисню впливає на шлак, окислять у ньому корольки заліза, збільшуючи окисленість шлаку та його рідкорухливість.

Крім того, протягом усієї плавки здійснюється контроль та регулювання температури металу. Контроль температури ведуть за допомогою встановлення безперервного вимірювання температури рідкої сталі, застосовується також і ручна термопара.

2.4 Вибір основного підйомно-транспортного обладнання

Для підтримки усередненого складу і температури чавуну, а також тимчасового зберігання запасу рідкого чавуну, завдяки якому створюються незалежно від ходу доменних печей умови роботи сталеплавильних агрегатів, в

міксерному відділенні мартенівського цеху встановлюють міксери ємністю 2500 т. Міксер являє собою бочкоподібний резервуар при випуску чавуну. Корпус виконаний із листової свальцованої сталі товщиною 34 мм. Міксер з внутрішньої сторони футерують вогнетривкою цеглою. Чавун у нього заливають із ковша через горловину, з кришкою, що відкривається під впливом своєї маси при нахилі міксера.

З доменного цеху чавун у ківшах на чавуновозних лафетах транспортується в міксерну будівлю та за допомогою міксерного крана вантажопідйомністю 180/50 т для ковшів ємністю 140 т зливають у міксер.

Міксерний кран – це мостовий кран ливарного типу – використовується в міксерному відділенні для підйому та зливу чавуну з ковшів у міксер. Кран цього ж типу використовується в пічному та розливному прольоті. Кран складається з мосту з механізмом пересування, кабіни машиніста та двох візків: головного – для підйому ковша та допоміжного – для його перекидання. Візки переміщаються вздовж моста різних рівнях.

Всі дрібні роботи в міксерному відділенні та пічному прольоті виконують за допомогою допоміжних візків крана: ремонт обладнання, прибирання скрапу, шлаку, заміна шлакових чаш, навантаження та розвантаження вантажів з вагонів, встановлення та знімання заливальних жолобів на печах, доставка розкислювачів та ін.

З міксера чавун зливають у чавуновозні ковші та подають до печей у складах, що складаються з 8 чавуновозних лафетів. Чавун при розливі зважують на 250 залізничних терезах, встановлених під зливним носком міксера.

Чавуновоз з грушоподібним ківшем являє собою платформу, що спирається на два ходові візки, на якій встановлений ківш. Платформа складається із двох лафетів, жорстко з'єднаних між собою вигнутими балками. Місткість ковшів становить 140 т. Ківш має циліндричну форму зі сферичним дном та конічним верхом. Кожух ковша виконаний із сталевих листів товщиною 24-28 мм. Для встановлення ковша на лафет є опори та цапфи для його підйому.

Ківш футерований шамотною цеглою. Товщина футерування стін 140-т ковшів 230 мм, днища 280 мм.

Для виконання основних робіт з навантаження розвантажування шихтових матеріалів у шихтовому відділенні, а також допоміжних робіт зі збирання та демонтажу візків, перестановки мульд на складах використовують електромостові грейферні та магнітні крани, що у пристрої схожі з краном загального призначення. Кран складається з мосту з механізмом пересування, кабіни машиніста та двох візків. Міст пересувається вздовж відділення підкрановими рейками, укріпленими на несучих колонах будівлі.

Грейферний кран має замість звичайного, спеціальний грейферний візок з двома підйомними механізмами, пов'язаними сталевими канатами з двощелепним двоканатним грейфером. Один механізм забезпечує підйом та опускання грейфера через канат, другий – змикання щелеп грейфера через канат. Вантажопідйомність кранів 10 т з ємністю грейфера 1,75 м^3. Грейферними кранами вантажать вапняк, руду, агломерат, котуни, вапно, магнезитовий і доломітовий порошок та ін.

У шихтовому відділенні магнітних матеріалів є крани, на підйомному гаку якого підвішують електромагніт. У корпусі останнього розміщені котушки, що живляться постійним струмом через розетку та захищені знизу плитою з немагнітної сталі. Шляхом подачі струму на котушки забезпечується притягування металевого брухту. Для підвищення продуктивності магнітного крана використовують електромагніти Ø2100 мм та підвіску двох електромагнітів на одному гаку. Вантажопідйомність такого магнітного крана становить 30 т.

Шихтові матеріали доставляють до печей у мульдах на спеціальних візках. Платформи мульдових візків за висотою рівні порогів завалочних вікон, а рівень замків мульд, встановлених на візках, відповідає за висотою номінальному положенню хобота завалочної машини. Платформи візків литі. Платформа спирається на дві худоби через пружини та букси з дворядними рамкопідшипниками. На кожному візку розміщуються чотири мульди об'ємом 2,2 м^3. Вантажопідйомність візків становить 40 – 50 т, маса навантаженої мульди сягає 10 т.

З візків мульдових комплектують мульдові склади для перевезення шихтових матеріалів. Мульдові склади транспортують за допомогою локомотивів, а по пічному прольоту машиною завалки.

Для завантаження двованну піч твердих шихтових матеріалів застосовують сталеві литі мульди об'ємом 2,2 м^3. Для зачеплення мульд у паз литого замку вводиться виступ хобота машини завалки. Мульда на хоботі закріплюється за допомогою стрижня, що проходить усередині хобота і заправляється в отвір задньої стінки корпусу мульди. На дні мульди передбачено не менше восьми отворів Ø10 мм для стоку води та видалення пари при нагріванні матеріалів у мульді.

У мартенівському цеху для завантаження в піч шихтових матеріалів, а також для транспортування складів з мульдами застосовують машини завалки підлогового типу з вантажопідйомністю на хоботі 10,0 т.

Завалочна машина для підлоги має п'ять виконавчих механізмів. На мосту встановлено механізм його пересування, на візку – чотири механізми: пересування візка, обертання хобота, кочення хобота та гідравлічний механізм замикання мульди на хоботі. Взаємодія перерахованих механізмів забезпечує захоплення мульди хоботом, її підйом з мульдового візка, введення в піч через вікно та перекидання мульди.

Прийом рідкої сталі з печі розливання її у виливниці здійснюється за допомогою сталерозливних ковшів. Ківш складається з шиберного та кантувального пристрою, а також носіння для зливу шлаку. Корпус ковша зварний, він складається з верхньої обігайки, середньої обігайки з привареними цапфами та кільцями жорсткості, а також нижньої обігайки з привареними знизу штампованим днищем. Шлак зливається через носок, приварений у верхній частині кожуха ковша. Шибер призначений для відкриття та закриття отвору в днище ковша при розливанні сталі. Кантальний пристрій служить для нахилу ковша краном при зливі з ковша шлаку через носок. Місткість сталерозливних ковшів, для двованних печей з ємністю однієї ванни 250 т, становить 280 т.

Прибирання шлаку з цеху здійснюється за допомогою шлакових чаш,

встановлених на шлаковози. Несамохідний шлаковоз виконаний у вигляді цільнозварної платформи з двома ходовими візками. До платформи приварені лафети, на які через цапфи спирається опорне кільце, що служить для встановлення ковша. Одна з цапф пов'язана з механізмом кантування, за допомогою якого повертають кільце та ківш для зливу шлаку. Місткість литого сталевого ковша становить 10 $м^3$.

3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

3.1 Вплив водню на експлуатаційні властивості сталі

Відомо, що проведення багатьох гетерогенних хімічних реакцій завжди сповільнюється і швидкість самого процесу стає функцією концентрації реагуючого компонента і різниці між його поточною концентрацією і рівноважною.

Щодо дегазації розплавлених металів, зокрема сталі, ця обставина має особливе, а в ряді випадків вирішальне значення. Зазвичай концентрація газів в сталях невелика [5].

Однак внаслідок дуже істотного впливу газів на механічні властивості металу: в умовах його служби (азоту) і на поведінку метала в умовах його охолодження і гарячої деформації (водню) металургам необхідно шукати шляхи досягнення ще більш низьких залишкових концентрацій цих газів.

Тому пошук нових додаткових коштів для забезпечення якомога повнішої дегазації сталі досить актуальний. На цьому, і були засновані досліди застосування пульсуючих потоків інертних газів для вдосконалення дегазації сталі. Найчастіше швидкість гетерогенних процесів, таких як реакція на межі фаз метал - газ, зокрема [H] → 1/2 $H_{2газ}$ або [N] → 1/2 $N_{2газ}$ при низьких залишкових концентраціях [H] або [N] лімітується масопереносом всередині дотичних мас металу, або іноді газу, а в окремих випадках швидкістю адсорбційно-кінетичного ланки, тобто адсорбцією атомів газів, розчинених в поверхневих шарах металу, молізації цих газів і десорбції молекул водню і азоту з міжфазної поверхні.

Можна припустити, що пульсуючі потоки нерозчинних у металі інертних газів повинні форсувати масоперенесення як в об’ємних металевій та газовій фазах, так і в контактуючих з газовим середовищем тонких шарах металевої фази. Якщо пульсуюче дуття забезпечить збільшення питомої поверхні контакту метал - газ, то може бути форсовано і адсорбційно-кінетичне ланка процесу.

Водень, присутній в сталі, впливає на її експлуатаційні властивості і призводить до специфічних металургійним дефектів металу - утворення флокенів і водневої крихкості сталі.

Під водневою крихкістю розуміють зниження пластичних властивостей металу, що спостерігається в певних умовах у присутності водню в сталі. При певному вмісті водню відзначається зникнення межі плинності, а у високоміцних сталей і зниження межі міцності.

Негативний вплив водню виявляється при його вмісті більше 1…2 $см^3$/100 г. З подальшим підвищенням концентрації пластичність, опір металу руйнуванню пропорційно знижуються при 5…10 $см^3$/г. Пластичність металу мінімальна. З ростом концентрації водню змінюється характер руйнування зразка - від вузького до типово крихкого (руйнування сколом).

Воднева крихкість спостерігається тільки в температурному інтервалі від мінус 374 К до плюс 374 К і зменшується з підвищенням швидкості деформації.

Для оцінки схильності сталі до водневої крихкості широко застосовуються механічні випробування на одновісний розтяг, на ударну в'язкість, на в'язкість руйнування, на втомну міцність тощо.

Флокени – це внутрішні дефекти сталі, які виявляються в зламі у вигляді плям округлої форми. На поверхні мікрошліфів, вирізаного перпендикулярно площині плям, флокени мають вигляд тріщин, товщина яких вимірюється сотими і навіть тисячними частками міліметра.

Зазвичай флокени утворюються в кованих і катаних заготівках і виробах з відносно великим перетином. Чутливі до утворення флокенів вуглецеві (більш 0,25…0,30 % вуглецю) і леговані сталі перлітного, перліто-мартенситного і мартенситного класів.

Виникнення флокенів пояснюється наявністю внутрішніх напружень, пов'язаних з деформацією і охолодженням металу і напруг, створюваних присутнім в металі воднем. Для утворення флокенів необхідні обидві умови: при відсутності будь-якого з них флокени в сталі не утворюються.

У практиці широко використовуються прийоми щодо попередження утворення флокенів у великих передільних заготівках, які полягають у їх повільному охолодженні або тривалому ізотермічному відпалі після гарячої пластичної обробки металу. В результаті цього вміст водню змінюється незначно, тобто ці прийоми забезпечують, головним чином, зняття внутрішніх напружень. Однак при підвищеному вмісті водню (2,8…4,5 см^3/100 г) флокени знову з'являються після другого і навіть третього прокатного переділу, якщо після кожного з них метал не піддавався протифлокеновій обробці. Перешкоджати утворенню флокенів в металі можна тільки знижуючи вміст водню в нього нижче визначених для цієї марки сталі меж.

3.2 Розчинність водню в рідкому залізі

Розчинність водню в рідкому залізі підкоряється закону Сіверста [6]:

$$1/2_{2(Г)} = [H], \tag{3.18}$$

$$K_H = [H] / \sqrt{P_H}. \tag{3.19}$$

Тобто, розчинність водню пропорційна квадратному кореню з парціального тиску водню в газовій фазі і зростає з підвищенням температури. Величина K_H чисельно дорівнює розчинності водню в залізі при $P_H = 1013 \cdot 10^5$ Па і заданої температури. При 1873 К і тиску близько 100 кПа масова частка водню складає приблизно 0,0027 %. Рівняння (3.2) придатне для розрахунку розчинності водню в рідкому залізі, що знаходиться в рівновазі з газовою фазою, яка містить молекулярний водень. У реальних умовах парціальний тиск молекулярного водню незначний, а вміст водню в металі визначається парціальним тиском парів води і вологістю шихтових і шлакоутворюючих матеріалів.

При температурі кристалізації спостерігається стрибкоподібна зміна розчинності водню від 28 до 8 см^3/100 г. У зв'язку з цим залізо і його сплави при

низьких температурах, як правило, пересичені воднем, що призводить до його виділення з розчину, подальшої молізації і утворення дефектів. Особливо чутливими до утворення цих дефектів є леговані сталі. В [7] вказується, що розчинність водню в аустеніт вище, ніж в $\delta - Fe$. Тобто, сталі, які кристалізуються в формі $\gamma - Fe$ і мають аустенітну структуру, можуть містити більше водню в твердому розчині, тому такі сталі менш схильні до пористості.

Вплив легуючих елементів на розчинність водню в рідкому залізі кількісно описується коефіцієнтом активності (f^R). Гідроутворюючі елементи (Zr, Ti, Nb, V, Ce) збільшують розчинність водню. Елементи, які не утворюють гідридів (Ni, Mo, Mn, Co, Cr) слабо впливають на розчинність. Група елементів (C, Si, P, Al тощо) зменшують розчинність водню, що пов'язано з сильною взаємодією між атомами заліза і легуючої добавкою, з утворенням карбідів, силіцидів, фосфідів та інших сполук.

3.3 Визначення вмісту водню в металі

Визначення вмісту водню в сталях пов'язане зі значними труднощами. Водень має високу дифузійної рухливістю в твердому металу при підвищених температурах, що вимагає проведення загартування відібраних проб для фіксації в них розчиненого водню до моменту проведення аналізу та якнайшвидшого проведення самого аналізу. Одним з головних джерел помилок при визначенні вмісту водню є його втрати при кристалізації проби, коли відбувається стрибкоподібне зміна його розчинності.

Методи відбору проб для визначення вмісту водню в сталі поділяються на відкриті та закриті (або газозбірні).

При відкритому методі метал заливають в мідний кокіль і відбирають пробу в кварцову трубку і охолоджують її з максимально можливою швидкістю, запобігаючи виділення водню. Зразок зберігають при низьких температурах. При використанні цього методу можливі помилки систематичного характеру, пов'язані з одночасним поглинанням і видаленням водню при загартуванню проби у воді.

При закритому методі проводиться уловлювання та збір водню, який виділяється в процесі кристалізації в спеціальну металеву або кварцову ампулу. Цей метод виключає втрати водню при кристалізації проби і його поглинання при загартуванню проби у воді. Метод є ефективним при низьких концентраціях водню, зокрема, при вакуумуванні.

Існує досить велика кількість методів визначення вмісту водню в металах, найбільш поширені з них - метод нагріву і плавлення зразків у вакуумі або в атмосфері інертних газів. До переваг методу відносять проведення аналізу при відносно невисокій температурі, відсутність взаємодії зразка з матеріалом тигля, виділення при нагріванні тільки водню, що спрощує методику проведення аналізу. Недоліком методу вважають неможливість повного виділення водню, особливо при аналізі легованих сталей і велику тривалість аналізу.

До переваг методу з використанням газу-носія відносяться: відсутність вакууму, низькі втрати водню, простота обслуговування апаратури і можливість автоматизації.

В даний час широке застосування для аналізу водню в металах отримали прилади фірм «Леко», «Лейбоулд-Хереус», «Болзерс». Наприклад, прилад фірми «Леко» працює з використанням аргону в якості несучого газу, має нижню межу визначення від 10^{-5} до 10^{-2} % і похибку ± 3 %.

Вміст водню в сталеплавильних шлаках визначають методом вакуум-нагрівання. Відібраний за допомогою пробної ложки шлак розбивається на шматки розміром 15…20 мм і в розкисленій стані поміщається в бокси з ангідроном. Маса зразка шлаку для проведення аналізу становить приблизно 1 г. Концентрацію водню в шлаку визначають методом вакуум-нагрівання на приладі конструкції Клячко-1 [7]. Прилад обладнаний високотемпературним нагрівачем, здатним забезпечити нагрів до 1774 К, і екстракційною посудиною з газонепроникного кварцу. Конструкція приладу дозволяє розділити газ, який виділяється на складові: CO, CO_2, H_2O і визначати їх кількість.

В останні роки здійснювалися численні спроби знайти спосіб безпосереднього визначення вмісту водню в розливному і проміжному ковшах. Для цієї мети придатна система Гідріс, що базується на застосуванні зануреного зонда.

У розплавлений метал вдувають певний об’єм інертного газу. Газ вловлюється пористим газопроникаючим керамічним конусом і потім кожні 6 секунд прокачується в замкнутому циклі (V дорівнює 20 мл) через вимірювальну систему.

Водень переходить в систему циркуляції Гідріс до тих пір, поки не встановляться рівноважні парціальні тиски. Рівноважне значення визначається шляхом вимірювання теплопровідності (за допомогою катарометру) газу.

Точність вимірювань вмісту водню в сталі за методикою Гідріс складає ± 35 %. Час занурення зонда Гідріс - 40…70 с.

Таким чином, система Гідріс є надійним способом експресного визначення вмісту водню в рідкій сталі, що дозволяє використовувати її у позапічній обробці і розливанні сталі, контрольованому охолодженні безперервно-литих заготівок.

3.4 Методи видалення водню в умовах сталеплавильного виробництва

Продувка сталі в ковші інертним або нейтральним газом стала обов'язковим елементом технології виплавки сталі в різних сталеплавильних агрегатах. За допомогою цього методу вирішують досить велике коло питань, таких, як часткова дегазація, видалення включень, перемішування, усереднення складу, тонке регулювання температури перед безперервної розливанням тощо [8].

Одним з найважливіших результатів позапічної обробки нейтральними газами є поліпшення властивостей твердого металу практично без зміни його складу [9]. Так, наприклад, твердий метал після його продувки аргоном характеризується більш високими значеннями модуля пружності, електропровідності та термоелектрорушійної сили, а також зниженими значеннями коерцитивної сили. Дріт, виготовлений з цього металу, витримує більше число скручувань до

руйнування, а витривалість металокорду на 27…102 % більше, ніж з металу, який не оброблювався аргоном [10].

Продування інертним газом здатна істотно знизити вміст неметалевих включень і розчинених у металі газів лише при обробці сталі в ковшах невеликої ємності (20…30 тонн). Для отримання низького залишкового вмісту водню при позапічній обробці аргоном необхідна витрата нейтрального газу повинен становити 2…5 $м^3$/т [11]. Такі витрати можна досягти тільки при продувці сталі в ковшах малої місткості. Для великовантажних ковшів це нездійсненно через конструктивні особливості продувних пристроїв і великої тривалості продувки.

В великовантажному ковші продування сталі інертними газами впливає на однорідність хімічного складу. Ця обставина особливо актуальна при виробництві високоякісної сталі. Прикладом може служити виробництво низьколегованої сталі для труб великого діаметра «північного виконання». У цьому випадку особливо важливо отримати точно заданий склад готової сталі. Обробка сталі інертними газами в даний час отримала найбільш широке поширення. Такій обробці з метою усереднення температури і хімічного складу металу піддається майже вся сталь, яка розливається на МБЛЗ.

В цілому, основним завданням технології позапічної обробки сталі нейтральними газами є усереднення розплаву по хімічному складу, температурі та дегазації розплаву.

Під терміном «гази в сталі» металурги зазвичай розуміють концентрацію в ній водню і азоту. Кисень деякі автори не включають в це поняття у зв'язку з тим, що методи боротьби з ним істотно відрізняються від методів боротьби з воднем і азотом. Однак розробка й освоєння пристроїв для визначення активності кисню в розплаві (актинометр) дало поштовх до ряду досліджень, спрямованих на вдосконалення процесу розкислення сталі [12].

Разом з тим на практиці металурги з певною ефективністю ведуть боротьбу тільки з воднем і киснем. Значні труднощі викликає видалення з розплаву азоту. У ряді робіт [13] підтверджується факт нестабільного і незначного видалення азоту при позапічній обробці розплаву нейтральним газом. Зниження вмісту азоту

спостерігається тільки при продувці сталей, що містять титан і алюміній, тобто добре розкислених сталей. При обробці нерозкисленого металу аргоном дегазація розплаву не супроводжується видаленням азоту.

Тому був зроблений ряд спроб з реалізації різних методів активізації впливу на розплав. До таких спроб слід віднести обертання фурми з пористими насадками, з реверсом напрямки і заданої циклічністю, накладення ультразвукових коливань в діапазоні 102…103 Гц, застосування дуттьового пристрою у вигляді Сегнерова колеса, роторного пристрою, що обертається, і горизонтального розташування жолобів під струменями газу в розплаві. Застосування цих методів дещо підвищує ефективність обробки, але значно ускладнюється виготовлення дуттьових пристроїв і знижується надійність їх в роботі.

Слід зазначити, що всі перераховані вище розробки припускають витікання газу, яким продувають, з соплових пристроїв при низькому тиску, а, отже, відносно низьких швидкостях.

Основним параметром, що характеризує можливий рівень рафінування сталі від газів і неметалевих включень є ступінь дисперсності нейтрального газу, який вдувається. Описані в літературі дуттьові режими обробки великих об'ємів металу [14] характеризуються малими питомими витратами газу і, як наслідок, досить невисоким ступенем дисперсності газу, який вдувається.

Дуттьовий режим, який використовується для обробки сталі в великовантажних ковшах зазвичай характеризується струміневим режимом витікання газу і утворенням пухирців з мінімальним діаметром близько $3…4 \cdot 10^{-2}$ м. Оскільки при продувці сталі інертним газом в струйному режимі бульбашка формується не безпосередньо на отворі сопла, а на кінці витягнутого струменя (каверни), дроблення газу, що вдувається до бульбашок такого розміру відбувається лише частково. Крім того, при цьому можливий і зворотний процес. Підтвердженням цієї обставини є той факт, що основна маса виходить на поверхню дзеркала металу у вигляді великих бульбашок. Відповідно при таких параметрах продувки і ступеня диспергування газу рівень рафінування сталі в великовантажних ковшах від газів і неметалевих включень, який визначається, насамперед, розвиненістю

поверхні газ-метал, дуже низький. Тому для збільшення міжфазної поверхні газ - метал було запропоновано використовувати для продувки сталі аргоном (або азотом) в великовантажних ковшах нестаціонарні (або пульсуючі) газові струмені.

Для реалізації задачі продувки сталі в ковші нестаціонарними потоками інертного газу із заданими амплітудно-частотними характеристика (АЧХ), заглиблені фурми оснащувалися спеціально сконструйованими газодинамічними пристроями. Спочатку задача обмежувалася створенням газових пульсуючих струмені з частотами в діапазоні 300…500 Гц, призначених для ефективного диспергування їх на бульбашки діаметром $1…3\cdot10^4$ м, щоб забезпечити максимально можливу поверхню контакту розплав-газ.

Процес створення в газових струменях заданих параметрів (АЧХ) пульсацій є однією з найважливіших задач прикладної газової динаміки. У сталеплавильному виробництві мета управління струменями полягає у формуванні струменів з певними амплітудно-частотними характеристиками (АЧХ), задача управління - забезпечення досягнення поставленої мети. Засоби управління повинні задовольняти вимогам простоти конструкції і обмеженості щодо затрачуваної енергії.

Серед наявних газодинамічних засобів управління надзвуковими струменями для сталеплавильного виробництва досить перспективним є процес поширення надзвукових струменів в ступінчатих каналах [15], який може мати нестійкий (нестаціонарний) характер в широкому діапазоні визначальних параметрів. Це спостерігається в хвильовій структурі струменів і пульсаціями тиску. Найбільш реально реалізувати даний процес всередині газового тракту фурми, виключивши наявність будь-яких рухомих частин (елементів).

Фізичні причини порушення надзвукового потоку при його взаємодії зі стінками тракту відносяться до числа дискусійних проблем сучасної аеродинаміки. Однак наявні на сьогодні дослідження дозволили для деяких типів каналів однозначно визначити межі областей існування коливальних і стійких режимів, а також встановити причини коливань газових струменів в трубах. На підставі наявних результатів були розроблені універсальні газодинамічні модулі, приз-

начені для здійснення способів управління струменями, збудження або стабілізації струменів, тобто в залежності від вимог того чи іншого металургійного процесу. Установка таких модулів в газових трактах або виконання самих трактів у вигляді модулів дозволяє отримувати струмені з необхідними параметрами.

Генератори у вигляді каналу з раптовим збільшенням площі поперечного перерізу, циліндричного і циліндричного каналів з блоком сопел, тупикового каналу призначені для порушення коливань хвильової структури при фіксованій геометрії каналу і постійному повному тиску газу на якій-небудь частоті. Генератор у вигляді каналу з кільцевої каверною в розбіжних стінках дозволяє здійснювати коливання як на одній, так і на декількох частотах. За допомогою генераторів з послідовним розташуванням поперечного перерізу або набору паралельних диафрагмованих каналів можна отримати коливання широкого спектрального складу.

Використання каналів з серповидною формою поперечного перерізу дозволяє створити нестійку, швидко розширюючий струмінь газу і легко збудити коливання в кавернах. Дані схеми повинні покращувати і гідродинаміку ковша при продувці сталі аргоном в ковші, якщо фурму обладнати керамічним відбійником.

Таким чином, вивчення особливостей поширення надзвукових струменів дозволило створити універсальні газодинамічні модулі для управління струйними течіями в сталеплавильному виробництві.

Модулі для управління струйними течіями, збудження та стабілізація струменів можуть бути розміщені в порожнинах пристроїв для подачі кисню і газів в металургійних агрегатах. Поєднання модулів різних комбінацій дозволяє істотно розширити спектр режимів закінчення струменів з фурм, підвищує ефективність продувки, що в перспективі має різко поліпшити техніко-економічні показники процесу.

3.5 Процес розчинення азоту в металі

Міжатомні сили всередині молекули азоту значно перевищують відповідні сили в молекулах водню. Це пояснюється тим, що дисоціація молекул азоту на атоми відбувається при більш високих температурах, ніж молекул водню.

Процес розчинення в металі азоту має ту ж природу, що й у водню. Ця спільність природи процесів визначає і деякі загальні риси термодинаміки процесів розчинення водню і азоту: справедливість для обох випадків закону Сівертса, тобто прямої пропорційності між кількістю розчиненого газу і коренем квадратним з парціального тиску газу, позитивне значення ентальпії процесів розчинення ΔH_S практично для всіх розплавів заліза як у випадку азоту, так і водню.

Елементи, які більш схильні до утворення нітридів, ніж залізо, тобто мають більшу спорідненість до азоту, ніж залізо – це Ti, Nb, V. Навпаки, елементи, які характеризуються сильними міжатомними зв'язками з залізом, наприклад. C та Si, істотно знижують розчинність азоту.

Азот активно взаємодіє з дислокаціями і іншими дефектами структури металу, в значній мірі впливає на його механічні властивості.

Деформаційним старінням називається зміна механічних властивостей заліза і низьковуглецевої сталі після холодної пластичної деформації і подальшої витримки при кімнатній і підвищених температурах (до 250 ºС). Це явище характеризується підвищенням меж текучості і міцності, твердості, зниженням пластичних властивостей при статичних випробуваннях і критичній температурі крихкого руйнування при випробуванні на удар.

Окремий випадок деформаційного старіння - сінеламкість, викликана, головним чином, присутнім в сталі азотом і вуглецем. Її ознаки: зниження пластичності, підвищення меж текучості і міцності металу. Сінеламкість проявляється вже при незначному вмісті азоту; найвищі значення межі міцності досягаються при його вмісті близько 0,01 %.

В процесі старіння, в зв'язку з сегрегацією атомів, у дислокацій електричний опір і термоелектрорушійна сила зменшуються [2].

Азот в сталі визначається за допомогою системи Нітріс, що працює аналогічно системі Гідріс.

3.6 Процес розчинення неметалевих включень у сталі

Процес видалення неметалевих включень є багатостадійним і включає в себе спливання включень, їх перехід через кордон металу і шлаку, асиміляцію включень шлаком та їх розчинення в шлаку.

В залежності від геометричної форми включення одного і того ж хімічного складу, рівні по масі, в рівних температурних умовах і при рівності інших параметрів навколишнього середовища, повинні спливати і віддалятися з різними швидкостями.

Загальновідома формула Стокса [16], яка застосовується тільки в разі спливання твердих, ідеально змочуваних металом неметалічних включень. При цьому метал повинен бути нерухомий:

$$Re = 2 \cdot r_в \cdot \rho_М \cdot w/\eta_М \leq 1, \qquad (3.20)$$

де Re - число Рейнольдса;

$r_в$ - радіус включень;

$\rho_М$ - щільність металу;

w - швидкість спливання включення;

$\eta_М$ - в'язкість металу.

За Стоксом, швидкість спливання глобулярних включень пропорційна квадрату радіуса включень, а число Рейнольдса наростає пропорційно кубу їх радіусу. Тому формула Стокса застосовується лише по відношенню до включень розмірами <100 мкм.

Для визначення швидкості спливання дрібних рідких включень застосовують рівняння Рибчинського – Адамара:

$$w = \frac{2}{3} \cdot \frac{(\rho_м - \rho_в) \cdot g \cdot \rho^2_в}{\eta_м} \cdot \frac{\eta_м + \eta_в}{2 \cdot \eta_м + 3 \cdot \eta_в}, \qquad (3.21)$$

де $\eta_м$ - в'язкість металу;

$\eta_в$ - в'язкість включення.

Найбільш часто рідкими окисними включеннями є силікати, а їх в'язкість в сотні і навіть тисячі разів більше в'язкості металу, тому, нехтуючи у другому множнику величиною $\eta_м$, можна отримати і для рідких силікатних крапель формулу Стокса:

$$w = \frac{2}{9} \cdot \frac{(\rho_м - \rho_в)}{\eta_м} \cdot g \cdot r^2 d. \qquad (3.22)$$

При розмірах крапель не більше 100 мкм їх деформація, звичайно, не впливає, і підрахунок по формулі (3.22) можна вважати надійним.

На практиці встановлено, що перемішування металу призводить до значного прискорення процесу його очищення від неметалічних включень. Це відбувається внаслідок прискорення процесу укрупнення включень, збільшення ймовірності зустрічей диспергованих в металі включень. Потоки металу захоплюють разом з собою неметалеві включення. Останні досягають шару металу, який перемішується та контактує з шлаком, і частково переходять в нього з подальшою асиміляцією шлаком. В цьому випадку можуть спливати включення, що мають однакову щільність з металом і навіть трохи більшу.

Швидкість потоку металу, достатня для виносу включень, які мають навіть більш високу щільність у порівнянні з металом, в підшлаковий шар визначається рівнянням:

$$U_м = 9{,}38 \cdot \sqrt{\frac{g \cdot r_в \cdot (\rho_в - \rho_м)}{\rho_м}} \qquad (3.23)$$

Ступінь очищення тонких шарів металу, що опинилися безпосередньо під шлаком, від неметалічних включень залежить від ряду причин і в кінцевому підсумку визначається співвідношенням швидкостей переходу включень з підшару металу в шар, безпосередньо контактує зі шлаком, швидкістю переходу (втягування) включень в шлак і швидкістю руху металу в горизонтальному напрямку під шлаком.

Докристалізаційні неметалеві включення, як відомо, є підкладкою для подальшого утворення на них третинних і четвертинних неметалічних включень, в ході подальшої кристалізації й охолодження металу.

Таким чином, видалення первинних і вторинних неметалевих включень відіграє важливу роль для подальшого отримання металу чистого від неметалевих включень. Тому застосування пульсуючої подачі інертного газу в ківш має важливе значення для отримання чистого за неметалевими включеннями металу.

3.7 Лабораторні дослідження кінетики видалення водню

Кінетика вилучення водню, який контактує з металом інертним газом (аргоном) була досліджена методом плавки в підвішеному стані розплавів на основі заліза [5]. Аргон, що омиває краплю надходив з різними швидкостями і температуру краплі змінювали в межах від 1450 до 1800 °С. При цьому було встановлено, що процес видалення водню з рідкого металу протікає як реакція другого порядку, тобто була виявлена лінійна залежність величини ($1/[H]_\tau$ – $1/[H]_0$), де $[H]_\tau$ - вміст водню в металі в момент часу τ після початку обдування його аргоном і $[H]_0$ - вміст водню в металі на початку його обдування) від часу обдування τ. Як відомо з фізичної хімії, така залежність характерна для реакцій другого порядку. Енергія активації процесу десорбції водню становила 150…170 кДж/моль. Ці факти свідчать про провідну роль адсорбційно-кінетичної ланки

процесу десорбції водню, що підтверджується також тим, що підвищення концентрації поверхні активних в рідкому металі елементів різко знижує значення константи швидкості процесу десорбції водню внаслідок зменшення ефективної для видалення водню (вільної) поверхні розділу фаз метал - газ (рис. 3.1).

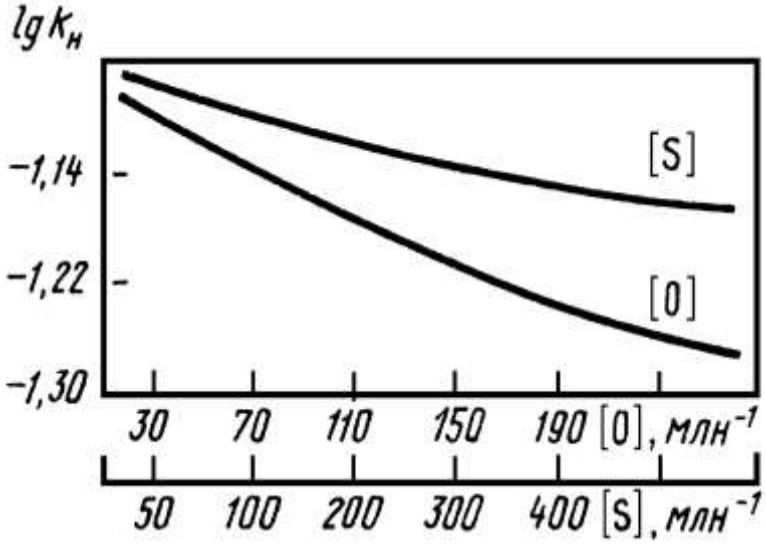


Рисунок 3.1 – Вплив концентрації поверхні активних елементів [O] та [S] на кінетику процесу видалення водню

З іншого боку, константа швидкості процесу видалення водню суттєво залежить від швидкості потоку аргону. Це свідчить про ролі дифузійних опорів на шляху видалення водню (рис. 3.2). У зв'язку з цим для інтенсифікації процесу видалення водню була випробувана пульсуюча подача аргону. Було встановлено (рис. 3.3), що зі збільшення частоти пульсацій константа швидкості видалення водню збільшується. Це вплив особливо помітно при малих швидкостях потоку аргону, коли дифузійний опір газової фази відносно великий.

Важливо підкреслити, що зі збільшенням частоти пульсацій аргону її вплив на константу швидкості десорбції водню поступово зменшується. Якщо при малих частотах пульсацій потоку аргону їх збільшення приблизно так само ефективно, як і збільшення швидкості потоку аргону, то при частотах 250…350 Гц константа швидкості десорбції водню залишається практично незмінною, яка не залежить від частоти пульсацій аргону.

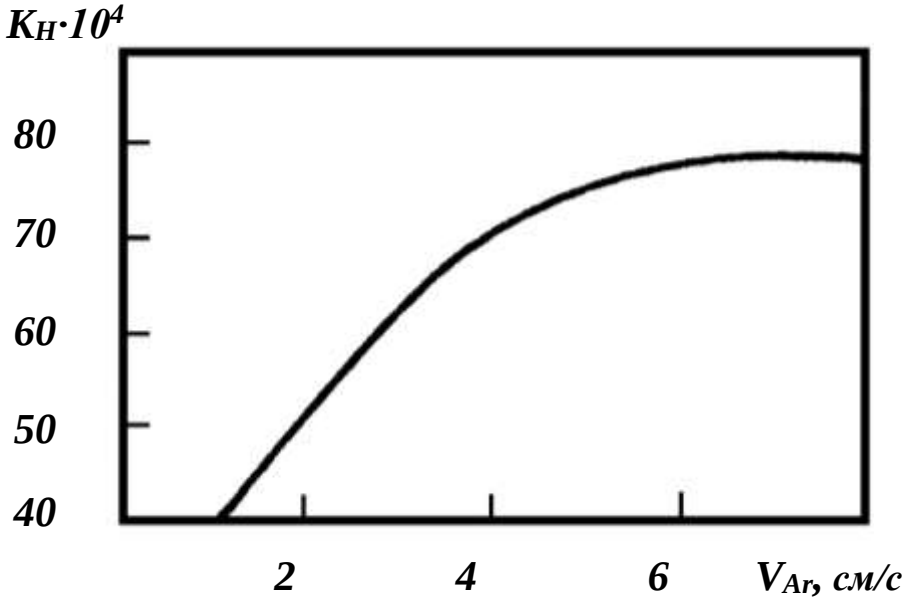
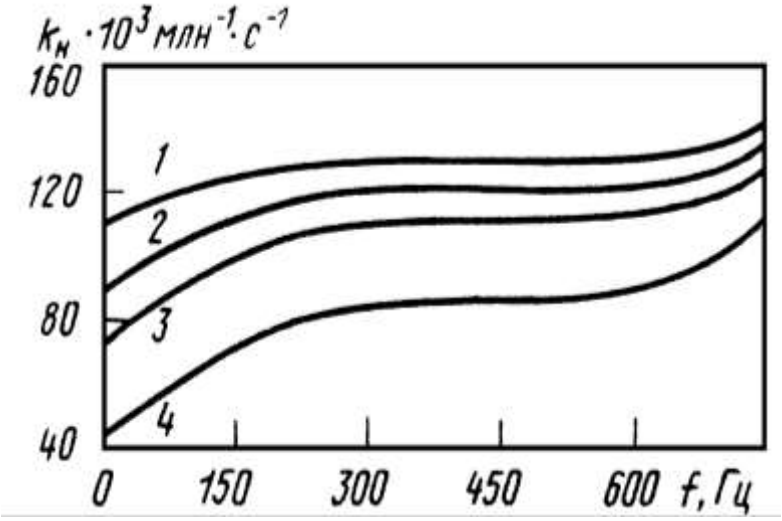


Рисунок 3.2 – Залежність константи швидкості процесу видалення водню від швидкості струменя аргону



1 – 80; 2 – 20; 3 – 10; 4 – 5

Рисунок 3.3 – Залежність константи швидкості процесу видалення водню від частоти переривання потоку аргону при 1600 ºС. Витрати аргону, см^3/с

Характерно, однак, що в цих умовах і при збільшенні витрати аргону, тобто збільшенні швидкості його течії вдовж поверхні краплі, майже не впливає на кінетику десорбції водню. Очевидно, в цих умовах створюється шар, який охоплює краплю. Цей шар володіє найменшим опором для дифузії молекул десорбованого водню від поверхні металу в об’ємі газової фази.

Таким чином, лабораторними дослідами було встановлено, що процес видалення з металу водню в потік інертного газу знаходиться в проміжній області

лімітування його кінетики і залежно від ряду обставин може контролюватися або адсорбційно-кінетичною ланкою, або масопереносом в тій або інший з контактуючих фаз (в металі або інертному газі).

У той же час в проведених дослідах були отримані важливі для практики висновки, що при постійному вихідному вмісті водню, часу продувки або витрати аргону при пульсуючому його потоці можна отримати більш низькі кінцеві концентрації водню в металі. Ця різниця існує навіть при низьких вихідних концентраціях водню в металі: 3,5…3 млн$^{-1}$, хоча вона зменшується в цьому випадку до значень 0,5…1,5 млн$^{-1}$ при збереженні постійних всіх інших умов дегазації.

Внаслідок досить енергійного перемішування металу в об’ємі краплі метод безтигельної плавки металу непридатний для дослідження кінетики масоперенесення всередині металевого розплаву.

Тому для вивчення особливості природи явищ, спричинених вдуванням в метал потоків пульсуючого газу, були проведені численні досліди продувки нерухомих рідин (холодне моделювання); для дослідження були застосовані електропровідні рідини з досить різними фізичними властивостями (щільністю, в'язкістю, поверхневим натягом), а саме: ртуть, водний розчин NaCl, ізоаміловий і етиловий спирти з добавками іонів Ca^{2+} тощо.

Характер витікання газу і розподілу його в прозорих рідинах вивчали за допомогою швидкісної кінозйомки та візуальних спостережень. При цьому зазначили, що замість "коркового" витікання газу великими бульбашками, типового для продувки звичайним газовим потоком, при продувці пульсуючим потоком спостерігається утворення великої кількості дрібних газових бульбашок, спливаючих у всьому об'ємі рідини. Отже, при продувці пульсуючим потоком газу збільшується не тільки інтенсивність перемішування рідини, але при кожному даному об’ємі продуваємого газу зростає величина поверхні контакту рідина - газ, тобто можна очікувати значну інтенсифікацію таких процесів, як перехід через кордон розділу фаз рідина - газ, розчинених в рідині газів (десорбційно-кінетичної ланки процесу дегазації). Для кількісної оцінки цього явища (зокрема,

для визначення величини поверхні контакту рідина - газ) вимірювали число бульбашок які проходили рідину а, отже, при цій витраті газу, що продувається та їх сумарному об’ємі, сумуючи поверхню контакту рідина - газ. Для цієї мети рідина, яку продували включалася в електричний ланцюг і в неї занурювали один або кілька металевих щупів. За відсутності бульбашок струм вільно проходив через рідку ванну. Коли ж бульбашки натикалися на оголене від ізоляції вістря щупа, ланцюг негайно розривав, що фіксувалося на стрічках шлейфового осцилографу.

Отримані результати показано на рис. 3.4 і 3.5.

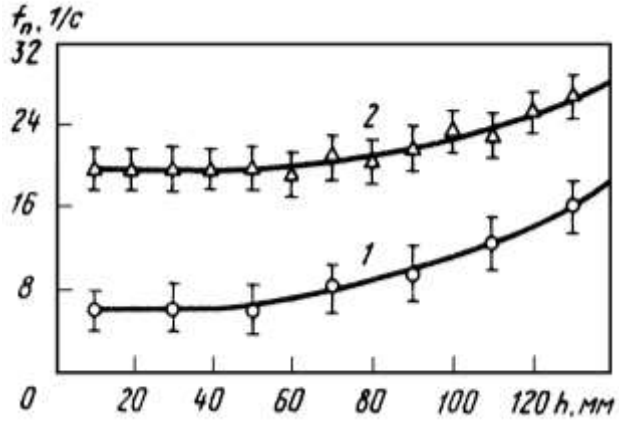
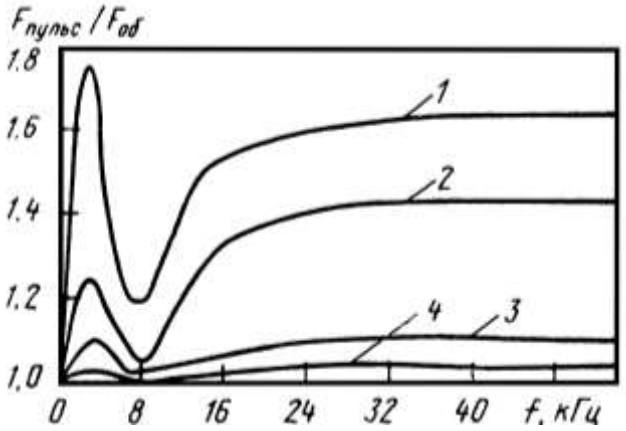


Рисунок 3.4 – Кількість газових бульбашок, які проходять по вісі ванни на різних горизонтах при продувці її безперервним (1) і пульсуючим з частотою 5 кГц газовим потоком



1 – ртуть; 2 – вода; 3 – ізоаміловий спирт; 4 – етиловий спирт

Рисунок 3.5 – Залежність відносної площі поверхні бульбашок, які проходять через ванну з різними рідинами, від частоти пульсації потоку газу, що продувається

Вони свідчать про велику вірогідність позитивного впливу пульсуючого потоку інертного газу (аргону) на видалення з металу розчиненого в ньому газу, в першу чергу водню як при зовнішньому атмосферному тиску, так і в умовах вакууму.

3.8 Основи технології струйно-кавітаційного рафінування

Для збільшення сумарної міжфазної поверхні газ-метал було запропоновано використовувати ефект газової кавітації. Розробка кавітаційних режимів продувки проводилася стосовно процесу позапічного рафінування сталі в 250-тонному сталерозливному ковші.

З гідродинаміки відомо явище газової кавітації рідини, яке полягає в утворені в ній розривів суцільності при створенні зон зниженого тиску. До останнього часу це явище було пов'язане з рядом негативних наслідків (кавітаційної ерозією, вібрацією тощо).

Явище кавітації, безумовно, дуже ефективно в плані створення додаткової міжфазної межі розділу газ - метал і інтенсифікації рафінувальних процесів, що протікають при продувці металу нейтральним газом. В процесі досліджень була показана можливість порушення кавітації при взаємодії швидкісної газової з розплавом. Отже, можлива реалізація ресурсів рідкого металу як «акумулятора» газової фази. Для порушення в розплаві газової кавітації продувка здійснювалась плоскими високошвидкісними струменями нейтрального газу.

Відомо, що на зрізі сопла, заглибленого в метал, утворюється нестійка газова порожнина-камера, параметри якої (форма, геометричні розміри) залежать від сопла, його розмірів і швидкості витікання газів.

Згідно теорії струменевих течій розпад каверни на бульбашки, її замикання, відбувається через виникаючі на поверхні розділу газ - рідина хвильових збурень. При відносно малих швидкостях витікання газу формується бульбашка характерної форми до тих пір, поки виштовхуюча сила не призводить до пере-

микання шийки на зрізі сопла. Утворена газова порожнина спливає, і дана картина представляє собою елементарний акт бульбашкового витікання газу в рідину, при цьому практично відсутня взаємодія газового потоку з рідиною вздовж поверхні каверни через близькі до нуля швидкості газу біля кордонів розділу.

По мірі збільшення швидкості витікання газу (зменшення розмірів сопла при фіксованій витраті) на поверхні каверни утворюється ряд капілярно-гравітаційних хвиль, зростання амплітуди яких призводить до дроблення струменя в хвостовій каверні. В цьому випадку вже спостерігається взаємодія газового потоку з рідиною у стінок каверни і відбувається розгін металу.

Взаємодія газового потоку з поверхнею розділу може призвести до виникнення нестаціонарних режимів хвильової течії, що супроводжуються зростанням амплітуди. Подальше збільшення швидкості газу призводить до порушення капілярних хвиль, амплітуда яких зростає. При цьому визначальним є наступне явище.

У западинах хвиль за рахунок дії капілярних сил, визначених їх кривизною, виникають розтягуючі напруги, величина яких може бути значною і достатньою збудження кавітаційного зародка. Отже, в розплаві виникають розтягуючі напруги. В момент часу, який відповідний досягненню гребенем і западиною хвилі умов максимального відхилення, викликані швидкості течії дорівнюють нулю. Отже, в цей момент в рівнянні тиску відсутні члени, які містять динамічну частину тиску і залишаються тільки члени, що враховують внесок капілярних ефектів виду:

$$\Delta p = дз_0 К2 exp(К_у), \qquad (3.24)$$

де у - вертикальна координата.

Величина розтягуючих напружень в западині згідно [17] буде порядку:

$$\Delta p = 4Р^2 д/л. \qquad (3.25)$$

тобто при д ~ 1 н/м і л ~ 10^{-5} м дає значення Δр порядку десятків кг/см^2, що перевищує поріг кавітації ряду реальних рідин. Отже, розтягуючі напруги, які

виникають, безумовно, достатні для збудження газової кавітації у рідинах зі значимими парціальними тисками розчиненого газу, тобто в рідкій сталі. Ґрунтуючись на механізмі збудження кавітаційних зародків у поверхні короткої капілярної хвилі, була здійснена оцінка інтенсивності зародження газової фази. Оскільки згідно висунутого механізму виникнення газової кавітації є наслідок зростання амплітуди хвилі і створення в металі зон розтягуючих напружень, то за існуючими в гідродинаміці уявленням, зростання амплітуди капілярної хвилі триває до тих пір, поки її форма не стає самоприпиненою і не відбувається «схлопування» хвилі з захопленням газової бульбашки. При цьому важливою є та обставина, що зростання амплітуди хвилі триває до досягнення значень розтягуючих напружень, достатніх для активації (зростання) кавітаційного зародка. Після активації зростання бульбашки триває до руйнування хвильового фронту і виносу бульбашки з зони обробки.

Таким чином, за рахунок варіювання параметрів дуттьового режиму можна реалізовувати умови кавітаційного зародження і використовувати цей ефект для збільшення площі міжфазної поверхні газ-метал. Використання кавітаційного впливу газових струменів дає можливість отримати більшу концентрацію дрібних газових (кавітаційних) зародків. Що й потрібно для ефективного рафінування металу.

Отже, головне завдання струйно-кавітаційної продувки полягає в тому, щоб ініціювати у ванні розплавленого металу коливання, що призводять до розриву суцільності рідини, тобто утворення кавітаційних порожнин. Цим визначаються вимоги дуттьових пристроїв і режиму дуття: вони повинні забезпечити високу ефективність процесів дегазації сталі.

3.9 Розробка технології струйно-кавітаційного рафінування сталі в великовантажних ковшах

Фурма для продувки представляла собою товстостінну металеву трубу довжиною 5,7 м, футеровану вогнетривкими стопорними котушками марки СП-8.

Набір і сушка продувних фурм здійснювалася на спеціальній ділянці розливного відділення, оснащеного стендом для набору. На перших дослідно-промислових плавках із застосуванням фурм з щілинними соплами виникла одна дуже важлива проблема. Як уже зазначалося, для реалізації струйно-кавітаційних режимів продувки потрібні високий тиску нейтрального газу. У зв'язку з цим при випалі щілинного наконечника і різкого збільшення витрати газу відбувався викид металу і шлаку з ковша. Для запобігання цьому на відстані 500…600 мм (більше висоти вогнетривкої котушки) від щілинного сопла вварювалась діафрагма з прохідним перетином дещо більшим, ніж у щілинного наконечника.

При застосуванні такої фурми випал щілинного наконечника не призводить до викидів металу та шлаку, тому витрата газу буде обмежуватися пропускною здатністю діафрагми. Перший варіант (Щ1) представляє собою фурму з щілинними соплами, розташованими перпендикулярно вісі труби з конусністю 5…30º, шириною на зрізі 0,0025…0,03 внутрішнього діаметра тракту подачі газу. Для інтенсифікації кавітаційного процесу зародження газових бульбашок в розплаві, в стінках щілинних сопел робилися проточки, які викликають при продувці акустичне поле, а також закручування струменя і великий кут розкриття (600 проти 200). Продування ведуть при зануренні фурми на 2,2…2,5 м (не менше 70 % висоти шару рідкого металу) і робочому тиску аргону перед фурмою 0,4…0,5 МПа, коли тривалість продувки повинна бути не менше 3-х хвилин; в інших випадках - не менше 4-х хвилин.

Звичайна продувка без викидів через фурму, що представляє собою футеровану порожнисту металеву трубу (діаметр 57 мм) відбувається при тиску 0,2…0,4 МПа. Застосування фурми з щілинним наконечником дозволило підвищити тиск до 0,51…0,91 МПа (нижня межа відноситься до низьковуглецевих киплячих сталей, а верхній до спокійних сталей) без виплеску металу і шлаку з ковша.

Продувка сталі через щілинні сопла (фурма Щ1) з підвищеним тиском газу змінила характер її перемішування в ковші. Наприклад, продувка спокійної сталі через щілинні сопла здійснювалася більш м'яко. Утворююча поверхнева хвиля

була меншої висоти (близько 0,2 м), ніж при продувці через циліндричні фурми. Однак перемішування металу було більш інтенсивним. Ця обставина підтверджується збільшенням зони інтенсивного перемішування. Змінився і характер струменів на поверхні металу, що добре спостерігалося при продувці сталі під товстим шаром шлаку, а також при присадці рідкого алюмінію на дзеркало металу. При продувці через щілинні фурми на поверхні металу в зоні занурення фурм виникали вихрові струми з кутом 25…40º, причому кут нахилу цих струменів визначається тиском газу перед фурмою (збільшення тиску призводить до його зростання). Цей факт підтверджується характером настилей на фурмі, при продувці через фурми з циліндричним соплом формуються кільцеві настилі з невеликим кутом нахилу, а при продувці через щілинні сопла – настилі формуються під кутом 25…45º до дзеркала металу.

Підтвердженням інтенсифікації масоперенесення в об’ємі ковша служить також більш рівномірний розподіл хімічних елементів в сталі. Однак фурма Щ1 має низьку пропускну здатність, що обмежує швидкість подачі газу і, як наслідок, призводить до недостатньої ефективності ковшової обробки сталі. Своєрідним була зміна характеристик зростання при збільшенні тиску, після збільшення тиску газу перед фурмою вище 0,51…0,61 МПа витрата газу збільшується незначно. Ця обставина, очевидно, пов'язана з досягненням газом на виході з щілинної фурми швидкості звуку. Як відомо, при зазначеній конфігурації сопла можливе досягнення тільки дозвукових швидкостей витікання газу. Практичним наслідком цього обмеження швидкості витікання були виплески металу і шлаку з ковша при подальшому збільшенні тиску.

Для усунення цього недоліку і підвищення ефективності продувки розплаву інертним газом і в кінцевому рахунку поліпшення якості металу був розроблений другий варіант щілинної фурми - Щ2. Фурма Щ2 складається з металевої труби, розташованої в футерованому корпусі, наконечника у вигляді щілини, яка в поздовжньому перерізі виконана у формі сопла Лаваля, а поперечному критичному перерізі співвідношення її осей становить 1. Така конструкція дозволяє з допомогою фурми Щ2 забезпечувати пульсації газового потоку в тому

ж діапазоні частот, що і Щ1, але в 2…2,5 рази збільшити швидкість витікання газу в розплав.

Для продувки розплаву через щілиноподібні фурми використовували аргон. При переході газу з несучої труби в наконечник відбувається зниження тиску газу в результаті гідродинамічного удару об бічну поверхню щілинної насадки наконечника, при витіканні газу в рідку сталь через щілиноподібне сопло забезпечуються його пульсації, наслідком яких є мілкодисперсна газова фаза, що з'являється у наконечника.

При тисках газу перед фурмою не більше 0,1…0,2 МПа газовий струмінь утворює на поверхні металевої ванни лунку з середньою глибиною до 8 і діаметром до 20 калібрів, яка візуально нерухома на поверхні ванни. Однак глибина лунки, очевидно, змінюється, оскільки від центру її виходять кільцеподібні хвилі, які свідчать про пульсації газового струменя, що витікають з сопла. Краплеутворення тут обумовлено незначним кипінням внутрішньої поверхні лунки (рис. 3.6). При виході бульбашок газу з металу і їх вибуху утворюються дрібні крапельки металу у вигляді слабкого світіння над поверхнею лунки. З гребеня кільцевих хвиль відрив крапель, очевидно, полегшується за рахунок зусиль, нормальних до поверхні металу, і більш легкого відриву крапель газовим потоком в цих місцях.



Рисунок 3.6 – Схема процесу краплеутворення в режимі лунки (тиск 0,1…0,2 МПа)

Зі збільшенням жорсткості дуття інтенсивність кипіння зростає і відповідно збільшується кількість крапель металу, що утворюються в реакційній зоні. При тиску газу перед фурмою 0,3…0,4 МПа, глибині кратера 15 калібрів і його діаметрі 20 калібрів вступає в дію інший механізм краплеутворення, який полягає у відриві металевих крапель з навколишньої кратер кільцевої опуклості, утвореної висхідними потоками металу (рис. 3.7). В цьому випадку середній розмір крапель значно більший, ніж у випадку лунки.

Цей механізм краплеутворення розглядався у роботі [18]. Однак і в цьому випадку необхідно враховувати наявність сил, що виникають на гребенях хвиль через пульсації газового струменя і сприяють відриву крапель з гребеня кільцевої опуклості, оскільки пульсація кратера і струменя зі збільшенням жорсткості дуття посилюється. Згідно з даними робіт [18], діаметр крапель, що відриваються, повинен бути відповідати розмірам кільцевої опуклості.



Рисунок 3.7 – Схема процесу взаємодії струменя з розплавленим металом при тиску дуття 0,3…0,4 МПа

При подальшому збільшенні жорсткості дуття кратер стає візуально нестабільним і характеризується досить помітними коливаннями кратера в глибину та переміщеннями по колу навколо вісі сопла з періодом обертання 0,8…1,5 с. Обертання кратера пояснюється тим, що газ, що виходить з реакційної зони,

обтікає прямий струмінь не рівномірно, а переважно з якого-небудь одного боку, примушуючи його тим самим переміщатися по поверхні ванни.

При тиску газу перед фурмою 0,6…0,8 МПа, діаметрі і глибині кратера 30 і 40 калібрів відповідно, це призводить до того, що він періодично захльостується верхніми шарами металевого розплаву, тобто продувка переходить в режим так званого заглибленого струменя. Маса металу, що захльостує кратер, підхоплюється потоком газу, який виходять з реакційної зони і дробиться. Частина крапель потрапляє в газовий струмінь, а частина летить вгору по робочому простору агрегату і може навіть виноситися за його межі при відсутності достатньої кількості шлаку, який може асимілювати їх. Такий механізм краплеутворення сприяє швидкому заметалюванню газових фурм і навіть газовідвідного тракту. Цей механізм представлено на рис. 3.8, де добре видно, як сильно інтенсифікуються обидва описаних раніше механізми каплеутворення, а також добре розвинена вторинна реакційна зона за рахунок посилення процесу зневуглецювання, тому в ній починає переважати рух металу в напрямку до поверхні кратера за рахунок теплового руху газових бульбашок.

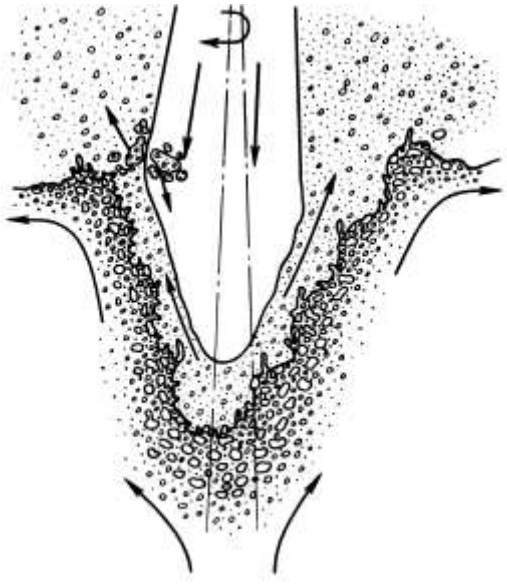


Рисунок 3.8 – Схема процесу взаємодії газового струменя з розплавленим металом при тиску дуття перед фурмою 0,6…0,5 МПа

При збільшенні руху газу перед фурмою до 1,1 МПа кратер характеризується ще більшою нестабільністю процесів краплеутворення (рис. 3.9). Діаметр і

глибина реакційної зони змінюються на 20…25 % з частотою 5…10 Гц і складають в середньому 49 і 80 калібрів відповідно.

Крім того, чітко видно обертання кратера реакційної зони навколо вісі фурми з кутом відхилення 10…15 градусів, причому за одне обертання глибина кратера може коливатися від 5 до 10 разів. При цьому режимі продувки з'являється ще один механізм краплеутворення, який полягає в тому, що вторинна реакційна зона, будучи більш інерційної, не встигає за переміщеннями первинної.

В результаті цього при черговому зменшенні глибини кратера вторинна зона, яка раніше оточувала кратер, відстає від нього, причому в ній зберігаються градієнт температури і велика кількість газових бульбашок, які в центрі старої вторинної реакційної зони зосереджуються у вигляді газової порожнини. Подальше поглиблення кратера призводить до зіткненню його з даною порожниною, в результаті чого відбувається вибухоподібне виділення газу з порожнини в кратер, що супроводжується виносом із нього великих мас металу. Частота викидів збігається з частотою пульсацій газового струменя і кратера. Маса і швидкість цих крапель дуже великі і вони, мабуть, вилітають на велику висоту і сильно впливають на заметалювання технологічного устаткування і в меншій мірі залишаються в реакційній зоні і асимілюються шлаком. Це зменшує вихід придатного.

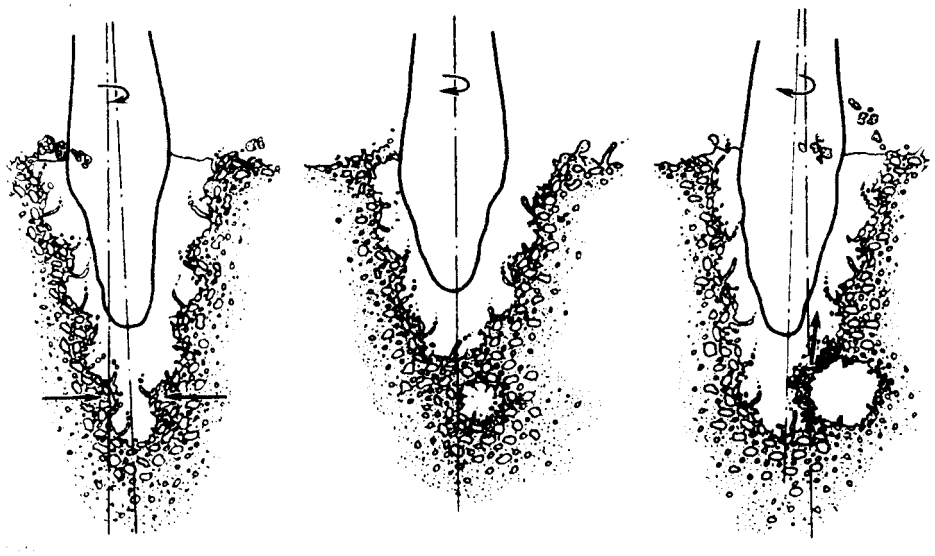


Рисунок 3.9 – Механізм утворення викиду металу з глибини реакційної ванни при тиску 1,0…1,1 МПа

3.10 Механічні випробування досліджуваної сталі

Ефективність технології продувки сталі в ковші, оцінювали як за результатами проведення серій плавок, так і статистичною обробкою даних механічних випробувань і відбракування листів після УЗК. Зниження забрудненості металу неметалевими включеннями дозволяє підвищити механічні і службові властивості листів. Встановлено, що у сталі О9Г2ФБ відносне подовження досліджуваного металу знаходиться в межах 22…30 %, проти 17…24 % з порівняльним. Крім того, з 28 партій порівняльного металу 11, тобто 39 % мали відносне подовження менше 22 %.

Щодо ударної в'язкості, то досліджуваний метал характеризується більш високими значеннями. Так, при -60 °С робота руйнування склала 173,6 Дж, проти 122,6 Дж, відповідно у досліджуваному і порівняльному варіантах.

Значення відносного подовження, для сталі марки 3сп, склали 32,4 % у досліджуваному і 29,2 % у порівняльному металі; щодо ударної в'язкості для цієї марки сталі, то при +20 °С і -20 °С, відповідно, 167,7 та 88,9 Дж, проти 140,4 і 78,9 Дж. Слід зазначити істотну різницю в значеннях цього показника після старіння. На досліджуваному металі він дорівнює 124,5 Дж проти 88,1 Дж у порівняльному.

Зниження забрудненості по неметалевим включенням сприяло зменшенню відсортування листів по УЗК. За цеховими звітними даними на досліджуваному металі сталі марки 17Г1СУ, з 541 листа тільки на одному зафіксована глибока полону. На порівняльному з 417 аркушів відсортовано 2 листи по полон, 1 по глибокій тріщині і 2 по УЗК.

В процесі проведення випробувань при розливанні промислових серій плавок відбиралися проби рідкого металу з кристалізатора, а також темплети від слябів. Дослідження якості безперервно литих слябів полягало у вивченні макроструктури, складу, якості і розподілу неметалевих включень.

Позитивні результати, отримані зі зниження вмісту неметалевих включень у сталі показали, що продування в ковші забезпечує одержання металу з більш високими механічними та службовими властивостями.

В результаті обробки даних за механічними властивостями встановлено, що межа текучості на досліджуваних партіях металу склав 360…382 Н/мм^2, проти 380…421 Н/мм^2 з порівняльними, а межа міцності відповідно 477…530 Н/мм^2 у досліджуваного і 508…549 Н/мм^2 у порівняльного металу. За відносно подовження, а також ударної в'язкості при -20 ºС досліджуваний метал характеризується більш високими значеннями зазначених характеристик, особливо при невеликій товщині листів.

В табл. 3.5 наведено результати механічних випробувань листового металу.

Таблиця 3.5 – Механічні властивості досвідченого і порівняльного металу (09Г2ФБ)

Шифр плавки	Межа текучості, Н/мм^2	Межа міцності, Н/мм^2	Відносне подовження	Робота руйнування, Дж	
				-15˚С	-60˚С
1	2	3	4	5	6
Досліджуваний метал					
4246	480	675	24	244-278-250	269-196-221
4244	490	665	24	204-194-198	198-200-185
4244	480	650	23	279-249-245	216-206-221
4244	5270	630	23	225-250-200	160-153-225
4244	550	675	22	205-219-202	218-215-210
4218	440	580	30	89-102-96	150-154-156
4218	443	585	31	112-98-100	152-158-160
4218	500	650	24	90-87-89	136-131-132
4218	515	670	25	74-90-72	129-135-125
4218	440	560	31	162-163-156	175-152-156
4218	441	560	30	150-158-152	169-156-154
4218	520	665	28	119-118-120	110-111-115
4218	535	670	24	124-116-119	150-120-131
4218	441	555	34	129-121-112	140-125-156
4218	450	570	28	163-161-160	126-150-188
4218	530	640	26	162-171-168	152-171-146
4218	520	620	24	153-178-175	158-162-160
4218	436	555	28	150-200-201	219-175-185
4218	440	560	30	126-174-150	176-199-200
4218	520	630	24	162-157-144	104-112-121
4218	520	640	23	135-140-156	131-140-137
4236	440	545	28	234-258-224	280-269-272
4236	424	550	27	231-210-215	269-240-234
4236	451	565	28	135-144-158	181-190-185
Порівняльний метал					
4246	482	595	22	140-124-105	140-125-154
4246	482	590	21	99-109-100	115-122-112

Продовж. табл. 3.5

1	2	3	4	5	6
4246	565	740	21	150-134-145	120-114-125
4246	535	695	20	130-151-146	111-112-118
4244	475	585	20	76-77-75	40-55-50
4244	480	590	20	67-60-63	40-53-50
4244	455	570	23	102-88-77	118-118-112
4244	468	535	21	96-70-76	113-115-125
4244	482	605	20	118-95-101	118-129-125
4244	453	610	20	99-102-106	112-126-113
4255	486	610	22	125-128-125	115-110-106
4255	482	610	22	122-119-148	112-111-119
4255	580	680	23	181-185-178	155-140-138
4255	560	680	21	180-181-178	149-145-156
4246	457	580	24	85-87-92	94-92-85
4246	472	590	23	85-87-92	81-85-85
4246	580	675	22	144-137-135	131-125-125
4246	560	665	21	156-175-175	120-140-125
4217	446	560	24	86-88-90	138-104-121
4217	445	565	22	102-96-99	99-151-140
4217	545	665	18	90-125-121	149-134-150
4217	525	650	18	114-112-119	96-131-125
4217	540	680	18	72-125-111	135-114-117
4217	535	670	17	121-121-101	138-160-144
4217	560	690	18	58-65-59	71-81-87
4217	560	690	18	78-74-88	87-87-94
4217	475	640	22	141-150-143	177-134-132
4217	475	650	23	136-88-139	179-160-175

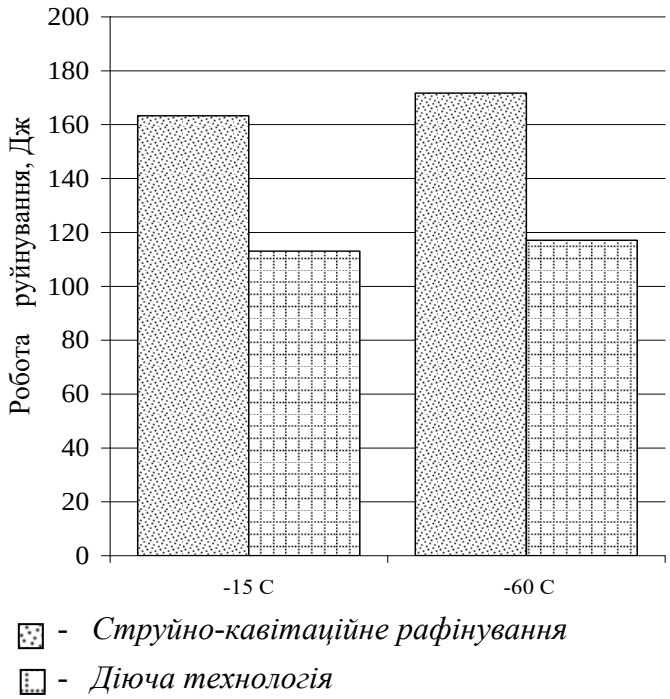


Рисунок 3.11 – Середнє значення роботи руйнування досліджуваного і порівняльного металів

Зміна вмісту кисню та водню в сталі марки 10Г2ФБ при продувці аргоном приведено в табл. 3.6

Таблиця 3.6 – Зміна вмісту кисню і водню в сталі марки 10Г2ФБ при продувці аргоном

Умовний номер плавки	Вміст розчинних газів				Ступінь видалення, %	
	До продувки		Після продувки			
	[O], %	[H], $см^3/100г$	[O], %	[H], $см^3/100г$	[O]	[H]
1	0,008	4,08	0,0051	2,98	36,25	26,96
2	0,0072	2,74	0,0043	1,50	40,27	45,26
3	0,0069	4,82	0,0032	2,70	53,62	43,99
4	0,0083	6,53	0,0063	4,18	24,10	35,98
5	0,0068	3,65	0,0048	2,62	29,41	28,22

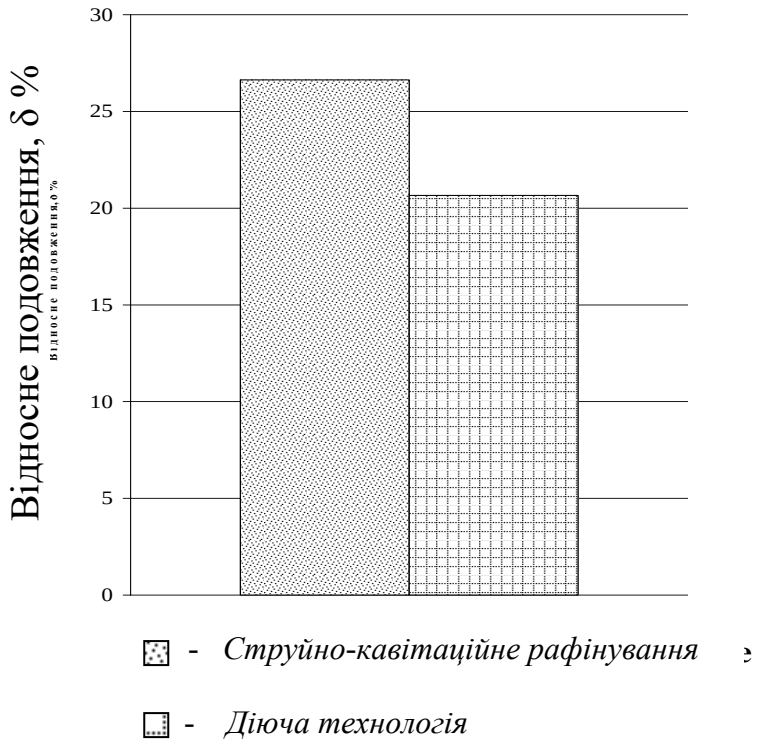


Рисунок 3.12 – Середнє значення відносного подовження досліджуваного і порівняльного металів

З аналізу випливає, що продування розплаву сприяла значному зниженню вмісту водню і кисню. Ступінь їх видалення коливалася відповідно 27…45 % і 24…54 %. Слід зазначити, що рівень азоту практично не змінився при його низь-

кому вмісті (0,007…0,008 % - сталь 10Г2ФБ) і знизився на 5…10 % при більш високому (0,014…0,019 % - сталь 16ГАФ).

Рафінування металу від неметалевих включень, усереднення металу в ковші за хімічним складом і температурі призвело до помітного поліпшення властивостей, яке контролювали на листах, товщиною 18 мм.

Таким чином, розроблена на моделі і досліджена в промисловості нова технологія струйно-кавітаційного рафінування сталі в великовантажних ковшах дозволила істотно підвищити якість металу і отримати значний позитивний ефект.

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1 Аналіз потенційно шкідливих і небезпечних чинників на пічному прольоті мартенівського цеху

Пічний проліт мартенівського цеху є ділянкою підвищеної небезпеки. Він насичений обладнанням та вантажопідйомними механізмами, які працюють в інтенсивному режимі. Состави рухаються в цеху через весь проліт по залізничних коліях шихтового відділення, через в'їзди мульдового шляху. Вони перетинаються з чавуновозними шляхами, що проходять через весь проліт з міксерного відділення до печей.

До шкідливих чинників, присутніх в пічному прольоті, відносяться: пил, гази, шум, теплове та інфрачервоне випромінювання, вібрація, наявність шкідливих газів [21].

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

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

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

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

Шум є хаотичним поєднання звуків при роботі мартенівської печі, розливного крана та іншого обладнання. Надмірний шум шкідливо впливає на

здоров'я робітників, сприяє виникненню травматизму. Робота в умовах підвищеного шуму протягом всього дня викликає стомлення слухових органів, тривалий вплив шуму призводить до втрати слуху. Допустимий рівень звукового тиску для робочих місць при 1000 Гц становить 80 дБ [22].

Вібрація характеризується частотою, амплітудою, швидкістю і прискоренням. Джерелом вібрації в цеху є підйомно-транспортне обладнання. Спостерігається загальна вібрація, яка діє на організм людини, на поверхні якої він знаходиться. Довге перебування працівника під дією вібрації викликає у нього вібраційну хворобу - неврит. Допустимі величини вібрації регламентуються спеціальним документом і не повинні перевищувати 2/3 робочого дня при рівні 92 дБ [23].

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

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

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

Таким чином, проведений аналіз умов праці при обробці сталі в ковші з пульсуючою подачею газу дозволяє зробити висновок про перевищення нормативних показників по рівню шуму, вібрації, інфрачервоного випромінювання. Перевищують допустимі концентрації також кількості пилу, ангідриду хрому, бензапирену, оксидів нікелю та марганцю, ангідриду сірчаного, діоксиду азоту, оксиди хрому та азоту у повітрі робочої зони пічного прольоту мартенівського цеху.

Таблиця 4.1 – Оцінка факторів виробничого трудового процесу плавильника

№	Чинники виробничого середовища і трудового процесу	Нормативне значення	Фактичне значення	III клас: шкідливі і небезпечні умови			Тривалість дії чинників за зміну %
				I ступінь	II ступінь	III ступінь	
1	Шкідливі хімічні речовини, мг/м^3 1 клас небезпеки - ангідрид хромовий - бензопирен - нікель, оксиди нікелю - оксиди марганцю, аерозоль конденсації	 0,01 0,00015 0,05 0,05	 0,059 0,0002 0,15 0,27	 - 1,3 - -	 - - 3,0 -	 5,9 - - 5,4	 94 94 94 94
	2 клас небезпеки: - мідь	 1,0	 2,2	 2,2	 -	 -	 94
	3-4 клас небезпеки: - ангідрид сірчаний (SO_2) - оксиди азоту (NO_2) - діоксиди азоту - оксиди хрому	 10,0 5,0 2,0 1,0	 28,5 35,5 7,4 5,7	 2,85 - 3,7 -	 - - - 5,7	 - 7,1 - -	 94 94 94 94
2	Пил, переважно фіброгенної дії, мг/м^3 - кристалічний діоксид кремнію, при вмісті 2…10 %	 4,0	 45,8	 -	 -	 11,45	 60
3	Вібрація (загальна і локальна), дБ	92	97	-	5	-	80
4	Шум, дБА	80	96	-	-	16	100
5	Мікроклімат в приміщенні: - температура повітря, ºС - швидкість руху повітря, м/с - інфрачервоне випромінювання, Вт/м^2	 20 0,6 140	 26 0,4 45	 - - -	 6 - -	 - - -	 94 94 60
6	Важкість праці Динамічна робота: - потужність зовнішньої праці, Вт Статистична робота: - величина навантаження за зміну, кг·с	 90 130000	 3,5 124140	 - -	 - -	 - -	 85 85
7	Робоча поза: - знаходження в нахиленому стані більше 30º 25 % робочого часу - переміщення по цеху, км/зміну	 25 10	 24,9 6	 - -	 - -	 - -	 50 60
8	Напруженість праці - зір (категорія зорових робіт)	Робота з матеріалами, які світяться					

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

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

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

Для створення безпечних і сприятливих умов праці ширину задньої площадки печі приймають не менше 2,5 м. Захист робітників від тепловипромінювання задньої стінки печі здійснюють теплоекранами, які охолоджуються водою. Застосовують з’ємні огородження. Пульти управління печами розташовують між колонами пічного прольоту проти печей і забезпечують провітрюванням. Для захисту від тепловипромінювання вікна пультів склять товстим склом, товщиною 10…15 мм. Відбір проб металу з печі необхідно проводити сухою ложкою через гледілку при закритому вікні. Довжина ручки повинна бути не менше трьох метрів. Не допускається відбір проби з печі під час кантування газу. Перед взяттям проби, ложка просушується протягом 15…30 с в гледяльці, потім шлакується і після цього відбирається проба металу.

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

При виконанні робіт необхідно користуватися необхідною формою спецодягу. Приступаючи до роботи, необхідно бути акуратно одягненим і взутим, спецодяг повинен бути застебнута на всі ґудзики. Сталевар, підручний сталевара – в суконний одяг, вачагі, черевики, каску (брюки поверх взуття, куртка поверх штанів, волосся прибране під головний убір). Майстер - в суконний одяг, рукавиці, черевики, каску. В залежності від виконуваної роботи і місця роботи, необхідно користуватися засобами індивідуального захисту (ЗІЗ) - окуляри (сині від інфрачервоного випромінювання, білі – від потрапляння пилу), біруші (від шуму), безклапанний респіратор «Пелюстка», протигази (від пилу, шкідливих речовин), каска, вачагі (для захисту від контакту з нагрітими поверхнями) [24].

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

Захист від шуму та вібрації в цеху складається в забезпеченні належної щільності повітроводів, газопроводів, арматури, кожухів печі та повітронагрівачів. Особливу роль у ліквідації впливу шуму і вібрації грають автоматизація і механізація процесів [22].

Від електричного струму захищають гумові рукавиці, гумовий килимок, вся металева поверхня цеху повинна бути заземлена [21].

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

Теплозахисний екран дозволяє локалізувати джерело променистої теплоти, зменшити опромінення на робочих місцях і знизити температуру поверхонь, що оточують робоче місце [25].

4.3 Заходи з електробезпеки

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

- 0,6…1,5 при змінному струмі 50…60 Гц - легке тремтіння пальців;
- 5…10 - судоми рук;
- 20…25 - параліч рук, ускладнене дихання, сильні болі [21].

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

Безпека експлуатації електроустановок забезпечується наступними заходами: недоступність струмоведучих частин, застосування ізоляції, блокування, застосування малої напруги, застосування трьохфазного струму з ізольованою нейтраллю, захисне заземлення, а для пересувних електроустановок – захисне відключення. Підлогу пічного прольоту виконують не електропровідною [26].

При обслуговуванні електроустановок застосовують основні та додаткові захисні засоби. До основних відносяться засоби, ізоляція яких надійно витримує робочу напругу установки і при користуванні якими допускається безпосередній дотик до струмоведучих частин, що знаходяться під напругою. До додаткових

відносяться засоби захисту, які підсилюють дію основних засобів і які забезпечують безпеку при напрузі дотику і кроковій напрузі. До засобів індивідуального захисту відносяться: ізолююча штанга, ізолюючі кліщі, діелектричні боти, діелектричні рукавиці, ізолюючі підставки [27].

4.4 Заходи пожежної безпеки

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

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

Мартенівський цех відноситься до будівель, у яких ступінь вогнестійкості частин будівель I [28].

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

Місце розташування пожежного депо - два кілометри від цеху.

Для запобігання пожеж, необхідно:

- протипожежні стіни з межею вогнестійкості - 2,5 год;

протипожежні перекриття - 1,0 год;

протипожежні двері, вікна - 1,0 год;

- природна витяжна вентиляційна система з дефлекторами.

- встановлення вибухозахисного електрообладнання;

- встановлення захищених світильників.

- встановлення автоматичних вимикачів, що не допускають перегріву електричних приладів.

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

4.5 Технічні рішення виробничої санітарії

4.5.1 Опалення та вентиляція цеху

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

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

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

Для зниження температури на робочому місці передбачається установка пристрою повного кондиціювання повітря [29].

4.5.2 Освітлення виробничих приміщень

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

Норму освітленості вибирають в залежності від характеристики зорової роботи, види якої по напруженості ділять на вісім розрядів з підрозрядами. Розряд залежить від величини об'єкту розрізнення, а підрозряд від фону і контрасту між об'єктом розрізнення та фоном (табл. 4.3).

Найменша освітленість робочих поверхонь і території підприємств, які потребують обслуговування при аварійному режимі, повинна становити 5 % робочого освітлення, але не менш 2 лк всередині будівель і 1 лк для території. Евакуаційне освітлення повинно забезпечувати найменшу освітленість на підлозі основних проходів, на землі і на сходах - 0,5 лк в приміщенні і 0,2 лк на відкритих територіях [30].

Таблиця 4.3 – Прийняті значення освітлення в цеху

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

4.6 Розрахунок захисного заземлення електроустановок

Розрахувати поєднане заземлення для цехової трансформаторної підстанції 6/0,4 кВ, приєднаної до електромережі з ізольованою нейтраллю. При цьому прийнято: розімкнутий контур заземлення, в якості вертикального електрода - кут шириною $b_в = 16$ мм; $в = 50$ м, горизонтальний електрод - $S_г = 40$ мм^2; $d_г = 12$ мм.

Вихідні дані: ґрунт кам'янистий, $H_0 = 5$ м, $l_{воз} = 15$ км, $l_{каб} = 60$ км, $n_â = 6$ шт, $l_в = 2{,}5$ м, $a_в = 5$ м, $R_e = 15$ Ом.

Розрахунковий струм замикання на землю:

$$J_з = \frac{U_л \cdot (35 \cdot l_{каб} + l_{воз})}{350} = \frac{6 \cdot (35 \cdot 60 + 15)}{350} = 36{,}3 \text{ А} \qquad (4.1)$$

де $U_л$ - лінійна напруга мережі, кВ;

$l_{каб}$ - загальна довжина підключених до мережі кабельних ліній, км;

$l_{воз}$ - загальна довжина підключених до мережі ЛЕП, км.

Визначення розрахункового питомого опору ґрунту:

$$\rho_{расч} = \rho_{табл} \cdot \psi = 700 \cdot 1{,}3 = 910 \text{ Ом} \cdot \text{м} \quad (4.2)$$

де $\rho_{табл} = 700 \text{ Ом} \cdot \text{м}$ - виміряний питомий опір ґрунту (з [31] для кам'янистого ґрунту);

$\psi = 1{,}3$ - кліматичний коефіцієнт, прийнятий за [31] для кам'янистого ґрунту).

Визначення необхідності штучного заземлювача та обчислення його необхідного опору.

Опір ЗУ $R_з^н$ вибирається з [31] в залежності від U ЕУ і $\rho_{расч}$ в місці спорудження, а також режиму нейтралі даної електромережі:

$$R_з^н = \frac{0{,}25\rho}{J_з} = \frac{0{,}25 \cdot 910}{36{,}3} = 6{,}3 \text{ Ом} \leq 100 \text{ Ом} \quad (4.3)$$

Оскільки $R_е > R_з^н$, ($R_е$ - природный опір, Ом), то штучний заземлювач є необхідним. Його необхідне заземлення:

$$R_и \leq \frac{R_е \cdot R_з^н}{R_е - R_з^н} \leq 10{,}9 \text{Ом} \quad (4.4)$$

де $R_и$ - опір штучного заземлювача, Ом.

Визначення довжини горизонтальних електродів для розімкнутому контуру:

$$l_г = n_в \cdot a_в = 6 \cdot 5 = 30 \text{м} \quad (4.5)$$

де $a_в$ - відстань між вертикальними електродами $n_в$.

Розрахункове значення опору вертикального електрода:

$$H = H_0 + 0{,}5 \cdot l_в = 05 + 0{,}5 \cdot 2{,}5 = 1{,}75 м$$

$$R_в = \frac{\rho_{расч}}{2 \cdot \pi \cdot l_в} \cdot \left(\ln \frac{2 \cdot l_в}{d_в} + \frac{1}{2} \cdot \ln \frac{4 \cdot H + l_в}{4 \cdot H - l_в} \right) = \frac{910}{2 \cdot 3{,}14 \cdot 2{,}5} \cdot \left(\ln \frac{2 \cdot 2{,}5}{0{,}016} + \frac{1}{2} \cdot \ln \frac{4 \cdot 1{,}75 + 2{,}5}{4 \cdot 1{,}75 - 2{,}5} \right) = 354 Ом$$

(4.6)

Розрахункове значення опору горизонтального електрода:

$$R_г = \frac{\rho_{расч}}{2 \cdot \pi \cdot l_г} \cdot \ln \frac{l_г^2}{d_г \cdot H_0} = \frac{910}{2 \cdot 3{,}14 \cdot 30} \cdot \ln \frac{30^2}{0{,}012 \cdot 0{,}5} = 57 Ом \quad (4.7)$$

Коефіцієнти використання для вертикальних і горизонтальних електродів за даними [31] рівні: $\eta_в = 0{,}73$, $\eta_г = 0{,}48$.

Розрахунковий опір групового заземлювача:

$$R = \frac{R_в \cdot R_г}{R_в \cdot \eta_г + R_г \cdot \eta_в \cdot n_в} = \frac{354 \cdot 57}{354 \cdot 0{,}48 + 57 \cdot 0{,}73 \cdot 6} = 48 Ом \quad (4.8)$$

Оскільки $R > R_u$, значить збільшуємо кількість електродів.

Приймаємо $n = 25$, $l_г = 125$ *м*, $R_г = 17{,}2$ *Ом.*

За [31]: $\eta_в = 0{,}63$, $\eta_г = 0{,}32$, $R = 15{,}84$ *Ом*, оскільки $R > R_u$, то $n_в = 45$, $l_г = 225$ м, $R_г = 10{,}3$ Ом.

За [31]: $\eta_в = 0{,}58$, $\eta_г = 0{,}29$, $R = 10{,}8$ Ом, то

$$R_К = \frac{R_е \cdot R}{(R_е + R)} \le R_з^н; R_К = \frac{15 \cdot 10{,}8}{(15 + 10{,}8)} = 6{,}27 Ом \le R_з^н \quad (4.9)$$

де $R_К$ - загальний опір комбінованого ЗУ, Ом;

$\eta_в$, $\eta_г$ - коефіцієнт використання вертикального і горизонтального електродів.

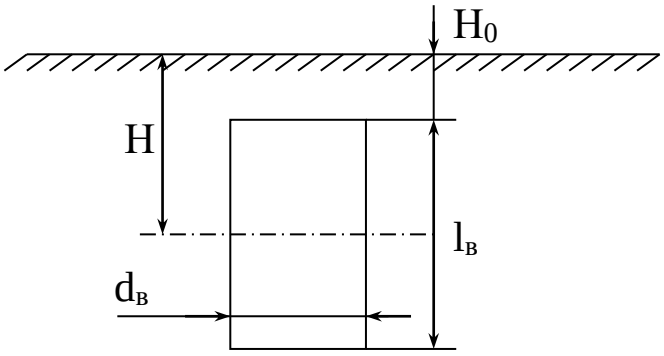


Рисунок 4.1. Схема вертикального електроду

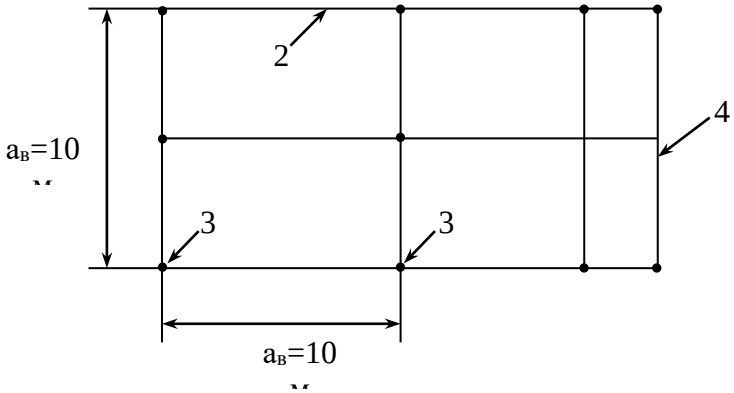
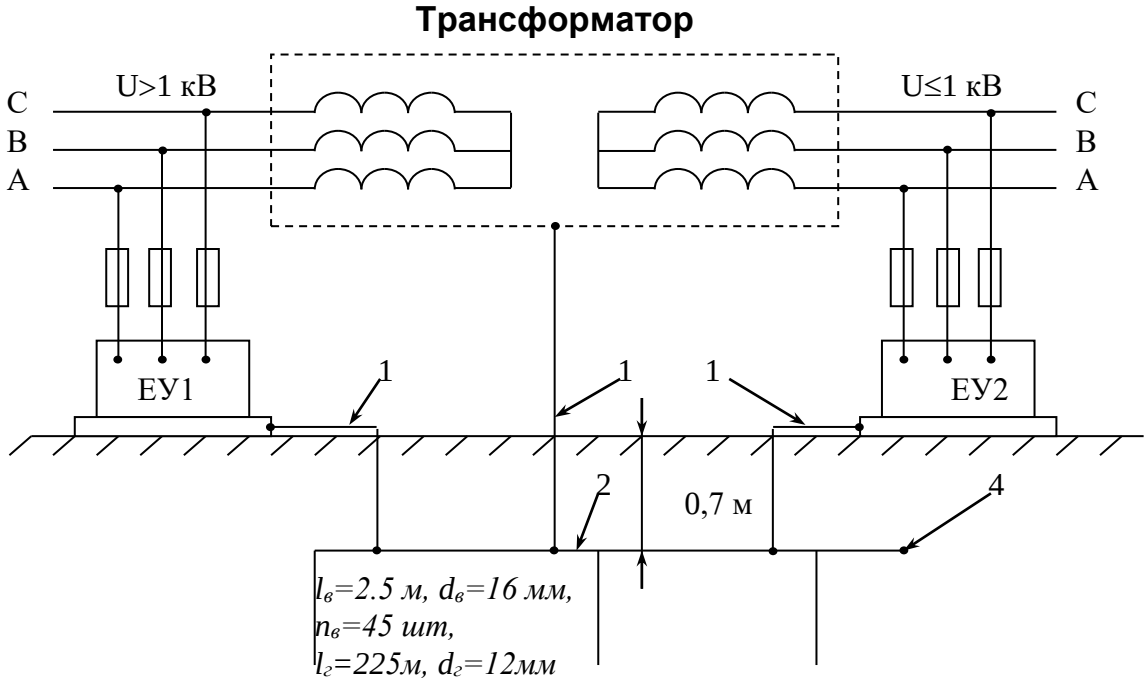


Рисунок 4.2 – План комбінованого заземлення



1 - заземлювальний провідник; 2 - горизонтальний заземлювач;
3 - вертикальний заземлювач; 4 - природний заземлювач з $R_e = 15$Ом;
ЕУ1 - високовольтна ЕУ; ЕУ2 - низьковольтна ЕУ.

Рисунок 4.3 – Схема використання захисного заземлення в системі управління електроустановками напругою до й понад 1 кВ

Конструктивні рішення:

1. Приєднання корпусів електромашин, трансформаторів, апаратів, світильників, металевих корпусів пересувних і переносних ЕУ й ЗУ за допомогою заземлюючого провідника перерізом не менше 10 мм^2.

2. Розташування ЗУ, як правило, в безпосередній близькості від ЕУ. ЗУ повинне складатися з природних і штучних заземлювачів. При цьому в якості природних заземлювачів слід використовувати прокладені в землі водогінні та інші металеві трубопроводи (за винятком трубопроводів горючих рідин, горючих або вибухових газів та сумішей), обсадні труби свердловин, металеві та залізобетонні конструкції будівель і споруд, що знаходяться в дотиканні з землею тощо. Для штучних заземлювачів слід застосовувати тільки сталеві заземлювачі.

ВИСНОВКИ

Розглянуті вище матеріали свідчать про значну ефективність застосування пульсуючих газових потоків при окремих сучасних металургійних процесах, можна назвати деякі з них:

- більш інтенсивне видалення водню з металу при циркуляційному вакуумуванні сталі за рахунок пульсуючого потоку аргону, що подається в підйомний рукав циркуляційної вакуумної установки;

- збільшена швидкість видалення водню і неметалевих включень з металу при його обробці в ковші пульсуючим потоком аргону. Можна навести й інші приклади високої корисності застосування пульсуючих потоків газів в умовах сучасних процесів виробництва сталі. Однак, треба відмітити, що і в нових, які ще не знайшли промислового застосування металургійних процесах, використання пульсуючих потоків газів буде також досить корисним;

- пульсуюче дуття забезпечує на 10…15 % збільшення швидкості видалення водню і, що особливо цікаво, збільшення також швидкості видалення азоту на 5…10 % навіть при низьких його вихідних концентраціях;

- при хорошому знанні природи і параметрів пульсуючих газових потоків, а також характеру загасання коливань газових потоків в однорідній газової фазі і в багатофазних системах їх будуть застосовувати в різних металургійних процесах майбутнього з метою підвищення ефективності цих процесів або для їх інтенсифікації;

- успішна робота тих чи інших пульсаторів або переривників газових струменів у великій мірі залежить від технологічності цих пристроїв простоти їх конструкції, легкості виготовлення та ремонту, тривалості ефективній безремонтної служби в умовах, що визначаються характером процесу, в якому застосовуються ці пристрої тощо.

Таким чином, використання пульсуючого потоку суттєво інтенсифікує процес видалення водню з металу. Це відбувається за рахунок збільшення поверхні контакту розплав – газ в під ємній установці і за рахунок інтенсифікації

масопереносу в самому об’ємі металевого розплаву. Отримані результати дозволяють сподіватися на те, що можливо досягти більш високі ступені дегазації металу і при звичайній ківшовій обробці його нейтральним газом, якщо нейтральний газ подавати пульсуючим потоком.

Використання продувки металу в ковші пульсуючим потоком нейтральним газом дає обнадійливі результати в порівнянні із звичайною продувкою при тій же витраті газу:

- більш добре вирівнювання температури та хімічного складу металу;

- зменшення загальної кількості та максимальних розмірів первинних та кристалізаційних включень;

- зниження загальної кількості браку, а також відходу у зниженні сорту готових виробів по «порокам сталеплавильного походження» тощо.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Мальцов А.Н. Внепечная обработка металлических расплавов. Киев : 1986. 649 с.

2. Hansen M., Anderko K. Constitution of binary alloys. 1959. P. 539-541.
3. Shenck H., Frohberg M., Heineman H. Untersuchungen zur stickstoff aufnahme in flussigen Druckbericht lis zu vier Atmosfiran. *Eisenlegirungen in Archiv fur Eisenhuttenw*. 1962. B.33. №9. S. 503-602.
4. Основи металургійного виробництва металів і сплавів : підручник для металург. спец. вищ. навч. закл. / Д. Ф. Чернега, В. С. Богушевський, Ю. Я. Готвянський [та ін.] ; за ред. Д. Ф. Чернеги, Ю. Я. Готвянського. Київ : Вища школа, 2006. 503 с.
5. Дурягіна З. А., Лизун О. Я., Пілюшенко В. Л. Сплави з особливими властивостями : навч. посіб. для студ. вищ. навч. закладів. Львів : Львівська політехніка, 2007. 236 с.
6. Теорія будови рідкого, аморфного і кристалічного стану (об’єм поверхні та поверхня в об’ємі) : монографія / М.М. Бережний та ін. Кривий Ріг : «Мінерал», 2007. 291 с.
7. Смірнов О. М., Макуров С. Л., Сафонов В. М. Виробництво зливків сталі та промислових сплавів : навч. посіб. Донецьк : Ноулідж, 2013. 405 с.
8. Попович В. В., Попович В. В. Технологія конструкційних матеріалів і матеріалознавство. Львів : Світ, 2006. 624 с.
9. Атаманюк В. В. Технологія конструкційних матеріалів. Київ : Кондор, 2006. 528 с.
10. Технології одержання металів та сплавів для ливарного виробництва : навч. посіб. / А. М. Верховлюк, А. В. Нарівський, В. Г. Могилатенко. За ред. академіка НАН України В. Л. Найдека. Київ : Видавничий дім “Вініченко”, 2016. 224 с.
11. Збожна О. М. Основи технологій : навч. посіб. Тернопіль : Картбланш, 2002. С. 30–58.

12. Смирнов В. О., Білецький В. С. Фізичні та хімічні основи виробництва. Київ : Наука, 2005. С. 45−48.
13. Афтанділянц Є. Г., Зазимко О. В., Лопатько К. Г., Поліщук А. В. Технологія конструкційних матеріалів і матеріалознавство. Конспект лекцій в 2-х книгах. Київ: НУБіП України, 2016. 125 с.
14. Сологуб М. А., Рожнецький І. О., Некоз О. І. Технологія конструкційних матеріалів та матеріалознавство. Київ : Техніка, 2002. С. 374.
15. Попович В. Технологія конструкційних матеріалів і матеріалознавство. Книга І. Львів. 2000. С. 264.
16. Попович В., Голубець В. Технологія конструкційних матеріалів і матеріалознавство. Книга ІІ. Суми : Університетська книга, 2002. С.259.
17. Сталеплавильне виробництво: навч. посіб. / В.І. Баптизманський та ін.]. Київ : ФЗМН, 1996. 400 с.
18. Сборник технологических инструкций по выплавке стали в открытой дуговой печи. Запорожье : ОАО «Днепроспецсталь», 2004. 245 с.
19. Державні санітарні правила "Підприємства чорної металургії" ДСП 3.3.1.038-99.
20. Наказ МОЗ від 14.07.2020 № 1596 «Про затвердження гігієнічних регламентів допустимого вмісту хімічних і біологічних речовин у повітрі робочої зони».
21. Наказ МОЗ України «Про затвердження гігієнічних регламентів допустимого вмісту хімічних і біологічних речовин у повітрі робочої зони» 14.07.2020 № 1596.
22. ДСТУ 2867-94 Шум. Методи оцінювання виробничого шумового навантаження. Загальні вимоги.
23. ГОСТ 12.1.012-90. ССБТ. Вібраційна безпека. Загальні вимоги.
24. ДСТУ 3038-95 Гігієна. Терміни та визначення основних понять.
25. ДСТУ ГОСТ 12.4.221:2004 Система стандартов безопасности труда. Одежда специальная для защиты от повышенных температур теплового излучения,

конвективной теплоты. Общие технические требования (ГОСТ 12.4.221-2002, IDT).

26. НПАОП 40.1-1.01-97 Правила безопасной эксплуатации электроустановок (ДНАОП 1.1.10-1.01-97).
27. СНиП 2.01.02-85*. Протипожежні норми (Діє ДБН В 1.1-7-2002) (2.01.02-85*) (СНиП 2.01.02-85*. Противопожарные нормы (Действует ДБН В 1.1-7-2002)).
28. ДБН В.2.5-28:2018. Природне і штучне освітлення.
29. ДБН В.2.5-67:2013 Опалення, вентиляція та кондиціонування.