

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

Кафедра металургії

(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота / проект

бакалавр

(рівень вищої освіти)

на тему Дослідження технології виробництва
конструкційних сталей в кисловому конвертері
з попередньою десульфуріацією табуки

Виконав: студент V курсу, групи МЕТ-17-18
спеціальності 136 „Металургія“

(код і назва спеціальності)

освітньої програми 136 „Металургія“

(код і назва освітньої програми)

спеціалізації _____

(код і назва спеціалізації)

Селеда С.А.

(ініціали та прізвище)

Керівник зав. каф., к.т.н., доц Кирієнко О.Г.

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

Рецензент доц., к.т.н., доц Беретина О.Р.

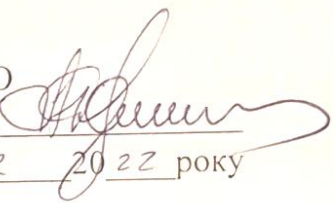
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Запоріжжя

2022

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

Кафедра Металургії
Рівень вищої освіти Бакалавр
Спеціальність 136 „металургія“
(код та назва)
Освітня програма 136 „Металургія“
(код та назва)
Спеціалізація _____
(код та назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ
Завідувач кафедри 
« 20 » січня 2022 року

ЗАВДАННЯ

НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ/ПРОЕКТ СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)

Сегеді Сергію Анатолійовичу

(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проекту) Дослідження технології виробництва
конструкційних сталей в кисловому конвертері з
попередньою десульфурізацією габуну
керівник роботи Курисенко О.Г. к.т.н., доц.

(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

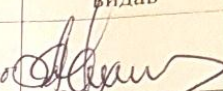
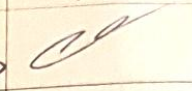
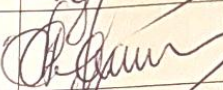
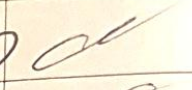
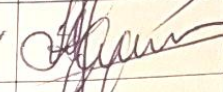
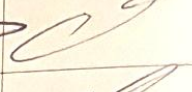
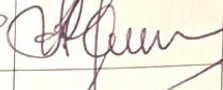
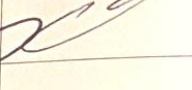
затверджені наказом ЗНУ від « 17 » січня 2022 року № 91-С

2 Строк подання студентом роботи 10.06.2022.
3 Вихідні дані до роботи Дослідити технологію виробництва конструкцій
них сталей в кисловому конвертері з попередньою десульфурізацією
габуну. Визначити закономірності сучасних технологій виробництва сталей.
Наочно-технічна література, авторські свідоцтва.

4 Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити) Резюме, Вступ, Загальна частина, Розрахунок матеріального
балансу кислого-конвертерної плавки з використанням скраму
брудна та розрахунок кислого конвертера. Технологічні
особливості виплавки сталі зі знизеним вмістом сірки.
Висновки. Перелік джерел пошуків.

5 Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)
Розділ 1, Розділ 2, Розділ 3, Розділ 4 -

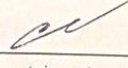
6 Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1 Загальна частина	доц. Курченко О.І.		
2. Розрахунок матеріального балансу кислого-конвертерної плавки з використанням скрапу	доц. Курченко О.І.		
3 Бюджет розрахунок кислого конвертера	доц. Курченко О.І.		
4 Технологічні особливості випробки сталі зі змінним вмістом сірки	доц. Курченко О.І.		

7 Дата видачі завдання _____

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Вступ, Реферат	17.01.-1.02.22	
2	Загальна частина	2.02.-20.02.22	
3	Розрахунок матеріального балансу кислого-конвертерної плавки з використанням скрапу	21.02.-17.03.22	
4	Бюджет та розрахунок кислого конвертера	18.03.-10.04.22	
5	Технологічні особливості випробки сталі зі змінним вмістом сірки	11.04.-1.05.22	
6	Бюджетна частина	2.05.-10.05.22	

Студент  (підпис) Сезеда С.А. (ініціали та прізвище)Керівник роботи (проекту)  (підпис) О.І. Курченко (ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер  (підпис) О.І. Курченко (ініціали та прізвище)

Реферат

Розрахунково-пояснювальна записка: 69 с., 26 табл., 18 рис., 33 джерела.

КИСНЕВИЙ КОНВЕРТЕР, СІРКА, ДЕСУЛЬФУРАЦІЯ ЧАВУНУ, ТЕХНОЛОГІЧНА СХЕМА ВИРОБНИЦТВА СТАЛІ, МАТЕРІАЛЬНИЙ БАЛАНС

Тема бакалаврської роботи: Дослідження технології виробництва конструкційних сталей в кисневому конвертері з попередньою десульфурацією чавуну.

Мета роботи – аналіз досвіду процесу виплавки конструкційних сталей, матеріальний та тепловий баланс плавки, розробка та вдосконалення технології виплавки сталі в конвертері з можливістю попередньої десульфурації чавуну.

У розділі «Загальна частина» приведена загальна характеристика конвертерних процесів, конструкційної сталі марки 16ГС та методів зниження концентрації сірки. Представлена сутність і розвиток сучасних конвертерних процесів. Проаналізовані технологічні можливості видалення сірки та дана загальна характеристика процесів позадоменної десульфурації чавуну.

У розділі «Розрахунок матеріального балансу киснево-конвертерної плавки з використанням скрапу» проведений розрахунок шихти, матеріального та теплового балансу.

У розділі «Будова та розрахунок кисневого конвертера» наведена форма та розміри, а також повний опис основних вузлів та агрегатів конвертера. Також проведений розрахунок розмірів робочого простору.

У розділі «Технологічні особливості виплавки сталі зі зниженим вмістом сірки» досліджено вплив сірки на якість сталі. Проаналізовано питання десульфурації чавуну магнієм і вибір найбільш раціонального способу. Розроблені загальні технологічні особливості отримання сталі в кисневих конвертерах.

Розроблена технологія рекомендується для дослідно-промислових випробувань в конвертерних цехах України.

ЗМІСТ

Вступ	6
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА	8
Загальна характеристика конвертерних процесів, конструкційної сталі марки 16ГС та методів зниження концентрації сірки	
1.1. Сутність і розвиток конвертерних процесів	8
1.2 Характеристика конструкційної сталі 16ГС	9
1.3 Аналіз технологічних можливостей видалення сірки	10
1.3.1 Розподіл сірки при металургійних переділах	10
1.3.2 Видалення сірки в процесі доменної плавки	13
1.4 Видалення сірки при мартенівському і конвертерному виробництві сталі	17
1.5 Загальна характеристика процесів позадоменної десульфурації чавуну	20
2 РОЗРАХУНОК МАТЕРІАЛЬНОГО БАЛАНСУ КИСНЕВО-КОНВЕРТЕРНОЇ ПЛАВКИ З ВИКОРИСТАННЯМ СКРАПУ	24
3 БУДОВА ТА РОЗРАХУНОК КИСНЕВОГО КОНВЕРТЕРА	31
3.1 Форма конвертера	31
3.2 Розміри конвертера	31
3.3 Корпус і днище	33
3.4 Цапфи і опорне кільце	34
3.5 Механізм повороту	35
3.6 Кріплення корпусу в опорному кільці	36
3.7 Киснева фурма	39
3.8 Футеровки кисневих конвертерів	40
3.9 Розрахунок профілю робочого простору конвертера	43
4 ТЕХНОЛОГІЧНІ ОСОБЛИВОСТІ ВИПЛАВКИ СТАЛІ ЗІ ЗНИЖЕНИМ ВМІСТОМ СІРКИ	48
4.1 Вплив сірки на якість сталі	48
4.2 Аналіз питання десульфурації чавуну магнієм і вибір найбільш раціонального способу	50
4.3 Загальні технологічні особливості отримання сталі в кисневих конвертерах	60
ВИСНОВКИ	66
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ	67

ВСТУП

Одне з найбільш актуальних завдань, що стоять перед металургами - докорінне поліпшення якості продукції [1]. Проблема підвищення якості чорних металів нерозривно пов'язана зі зниженням вмісту в них сірки, яка погіршує гарячу деформованість, штампуємість, холодну витяжку та інші корисні властивості металів, збільшує брак при прокатці сталі і виробництві металовиробів.

Проблема отримання низькосірчистого металу особливо актуальна в умовах металургійних заводів України, які використовують в якості палива високосірчисте вугілля Донбасу. Високий вміст сірки в цьому вугіллі перешкоджає стабільній виплавці низькосірчистих передільних чавунів в доменних печах відповідно до зростаючих вимог сталеплавильного переділу.

Для забезпечення сталеплавильного переділу і машинобудівної промисловості малосірчистим чавуном в останні роки отримала розвиток його позадоменна десульфурація, висока ефективність якої доведена роботою установок, побудованих на багатьох металургійних заводах. В даний час кількість чавуну, що піддається позадоменній десульфурації, в нашій країні обчислюється сотнями тисяч тонн.

Позадоменна десульфурація чавуну зародилася ще в минулому столітті. Тоді було проведено кілька дослідів, які показали що видалення сірки з чавуну за межами доменної печі, з технічної точки зору, цілком здійснено.

Застосування позадоменної десульфурації чавуну в ливарних цехах переслідувало лише одну мету - поліпшення якості чавуну. У доменних цехах застосування позадоменної десульфурації в основному переслідувало ту ж мету - поліпшення якості чавуну, що надходить в сталеплавильні цехи. Особливе значення позадоменна десульфурація має в тих випадках, коли перед сталеплавильниками ставиться завдання виплавки високоякісної сталі.

Поряд з цим доменщики ставили іншу задачу - забезпечення можливості зниження основності шлаку з метою полегшення роботи доменних печей і поліпшення техніко-економічних показників [2].

Поки що застосування позадоменної десульфурзації як і раніше має основним завданням поліпшення якості чавуну з метою отримання високоякісних сталей або чавунних виливків. Однак, безсумнівно, що в міру розвитку і вдосконалення способів позадоменної десульфурзації металурги все більше і більше приділятимуть увагу застосуванню позадоменної десульфурзації з метою полегшення роботи доменних печей за рахунок зниження основності шлаку.

Таким чином, позадоменна десульфурзація чавуну буде не тільки забезпечувати значне поліпшення якості чавуну, а й стане важливим технологічним фактором, що сприяє зниженню питомої витрати коксу і підвищення продуктивності доменних печей. Також слід зазначити, що отримання чавуну з низьким вмістом сірки дозволить значно спростити і сталеплавильний переділ. У кисневому конвертері це дозволить здійснити «малошлакову» технологію, тобто роботу на шлаках з більш низькою основністю. Це дозволить скоротити витрату шлакоутворюючих, дещо збільшити кількість брухту, що переробляється, знизити знос футеровки і підвищити продуктивність конвертера.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

ЗАГАЛЬНА ХАРАКТЕРИСТИКА КОНВЕРТЕРНИХ ПРОЦЕСІВ, КОНСТРУКЦІЙНОЇ СТАЛІ МАРКИ 16ГС ТА МЕТОДІВ ЗНИЖЕННЯ КОНЦЕНТРАЦІЇ СІРКИ

1.1. Сутність і розвиток конвертерних процесів

Сутність всіх класичних варіантів конвертерних процесів отримання сталі приблизно однакова: в агрегаті (конвертері) проводять окислювальне рафінування металу, використовуючи в якості основного реагенту газоподібні окислювачі, і нагрів металу без підведення тепла з зовнішніх джерел за рахунок фізичного тепла рідкого чавуну і тепла екзотермічних хімічних реакцій; розкислення-легування металу здійснюється в ковші. Завдяки проведенню окисного рафінування за допомогою газоподібних окислювачів і без підведення тепла ззовні забезпечуються гранична простота конструкції конвертера і дуже високі швидкості рафінування, отже, висока продуктивність агрегату.

В даний час якість основних видів природної сировини для виплавки чавуну (залізної руди і коксівного вугілля) і умови їх видобутку різко погіршуються, що тягне за собою істотне збільшення загальної ресурсоемності доменної плавки (витрати всіх видів ресурсів на підготовку сировини і власне плавку) і неминуче призводить до підвищення собівартості чавуну.

У цих умовах надмірне збільшення в загальному виробництві сталі частки конвертерного процесу, що вимагає дуже високої витрати чавуну, неминуче викликає підвищення ресурсоемності до собівартості металопродукції чорної металургії, тобто знижує ефективність галузі.

Оскільки основною продукцією чорної металургії є сталевий прокат, що представляє найважливіший конструкційний матеріал, зниження ефективності цієї галузі викликає зниження ефективності суспільного виробництва в цілому. Це спостерігається у всіх розвинених країнах протягом останніх кількох десятиліть. Широко поширена

в недавньому минулому думка, що майбутнє сталеплавильного виробництва належить киснево-конвертерним процесам, було перебільшенням значення цих процесів.

В даний час першочерговим завданням є максимально ефективно використання наявних потужностей. В результаті досліджень з'явилося кілька різновидів киснево-конвертерних процесів, зокрема, процеси з донною і комбінованою (донної і верхньої) подачею дуття, вдмухуванням в металеву ванну порошкоподібного вапна та інші. Крім того, розробляють варіанти способів зі збільшенням частки брухту в шихті (попереднє нагрівання лома, завантаження в конвертер твердого палива і т. д.).

1.2 Характеристика конструкційної сталі 16ГС

Марка: 16ГС

Замінник: 17ГС, 15ГС, 20Г2С, 20ГС, 18Г2С

Класифікація: Конструкційна низьколегована сталь для зварних конструкцій

Застосування: деталі і частини парових котлів та посудин, що працюють під тиском.

Корпуса апаратів, днища, фланці і інші деталі, що працюють при температурах від -40 до +475 град під тиском.

Стаціонарні трубопроводи живильної води котлів СВП, що працюють при 280 град і тиску 38 МПа.

Ковані і штамповані деталі, а також трубні елементи, що працюють під тиском в котлах і трубопроводах пари і гарячої води при температурі до 450°C, в судинах - при температурах від -40 ° С до 475°C, в атомних енергетичних установках - при температурі до 400°C. Елементи зварних металоконструкцій, які працюють при температурі до -70°C.

Лист - ГОСТ 5520-79, ГОСТ 19281-89

Широкосмуговий прокат - ГОСТ 19281-89

Гнуті профілі - ГОСТ 19281-89

Сортовий і фасонний прокат - ГОСТ 19281-89

Поковки - ГОСТ 8479-70

Хімічний склад у сталі 16ГС, %

C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	N	Cu	As
0.12-0.18	0.4-0.7	0.9-1.2	до 0.3	до 0.04	до 0.035	до 0.3	до 0.008	до 0.3	до 0.08

Механічні властивості при $T = 20^{\circ}\text{C}$ сталі 16ГС

Сортамент	Размер	Напр.	σ_B	σ_T	d_5	γ	KCU	Термообр.
-	мм	-	МПа	МПа	%	%	кДж / м ²	-
Лист	от 4 до 10	-	500	330	21	-	-	-
Лист	от 11 до 20	-	490	320	21	-	600	-
Лист	21-32	-	480	300	21	-	600	-
Лист	33-60	-	470	290	21	-	600	-
Лист	61-160	-	460	280	21	-	600	-
Лист горячекатан.	61-160	-	460	280	22	-	600	-
Трубы горячекатан.	Ж 325 x 30	Танг.	480	280	28	57	1000	-
Трубы горячекатан.	Ж 325 x 30	Прод.	480	260	27	65	1200	-

Зварюваність: без обмежень.

Флокеночутливість: не чутлива.

Схильність до відпускнуї крихкості: не схильна.

1.3 Аналіз технологічних можливостей видалення сірки

1.3.1 Розподіл сірки при металургійних переділах

Основним джерелом надходження сірки в металургійний переділ в умовах заводів України є коксівне вугілля Донецького басейну, яке використовується протягом багатьох останніх років в якості основної сировини для виробництва коксу. Коксівне вугілля Донецького басейну характеризуються значним вмістом сірки.

Численні роботи з вивчення донецького вугілля виявили переважання серед них багатосірнисте (2,6-3,5% S) і високосірчисте (більше 3,5% S) вугілля, на частку якого припадає понад дві третини всього вугілля марок Г, ПЖ, К і ПС, що йде на коксування. Часткове видалення сірки з вугілля відбувається при його збагаченні і коксуванні, а частина, що залишилася, потрапляє в доменні печі. Сумарне видалення сірки з рядового вугілля в відходи і побічні продукти по всьому ланцюжку переділу

становить близько 99%. Найвищий ступінь десульфурації досягається в доменній печі (97%).

За абсолютним обсягом найбільше видалення сірки спостерігається при збагаченні вугілля (42%); при коксуванні видаляється 24%, а з шлаком, газом і пилом доменної плавки 33% (табл. 1.1). Як випливає з наведених даних, в чавун переходить незначна (близько 1%) частина сірки вугілля. Однак це призводить до отримання високого вмісту сірки в чавуні. Так, в даний час воно в середньому склало 0,036%, досягаючи на окремих заводах 0,045%. Така кількість сірки в передільних чавунах ускладнює отримання малосірчистих марок сталей в сталеплавильному переділі. Не випадково частка їх у загальному сортаменті виплавленої на Україні сталі вельми незначна (табл. 1.2).

Таблиця 1.1 – Розподіл сірки, що міститься в 1 т рядового вугілля, в процесі переділу

Процес переділу	Продукт переділу	Вміст S в продукт, кг	Вміст S в основному продукті, кг	Зниження вмісту S, %	сумарне зниження вмісту S, %
Видобуток Збагачення вугілля	Рядове вугілля	26,40	2,64	-	-
	Концентрат	15,47	2,12	4,10	-
	Промпродукт	2,40	-	-	-
	Порода	8,53	-	-	-
	Кокс доменний	9,03	1,71	38,0	64
	Коксова дрібниця	0,58	-	-	-
Доменна плавка	Коксовий газ хімпродукт	5,86	-	-	-
	Чавун	0,27	0,027	97,0	99,0
	Доменний газ	0,29	-	-	-
	Колошниковий пил	0,32	-	-	-
	Шлаки	8,13	-	-	-

Слід сказати, що до недавнього часу не було чітких рекомендацій щодо розвитку науково-дослідних і проектно-конструкторських робіт з огляду на різних стадіях виробництва вітчизняного металу з особливо низьким вмістом сірки. Хоча очевидність виробництва такого металу підтверджувалася експериментальними даними

про поліпшення його службових властивостей. Залишалися неясними шляхи вкладання коштів для реалізації цього заходу.

Таблиця 1.2 – Розподіл сталі, виплавленої на заводах України, за вмістом сірки

Завод	Кількість сталі,%, що містить сірку в межах,%			
	0,021-0,030	0,031-0,040	0,041-0,050	> 0,050
Макіївський	0,74	68,91	25,73	4,62
Єнакіївський	-	13,48	85,99	0,03
«Азовсталь»	-	20,56	79,4	-
Донецький	12,88	70,39	16,73	-
Краматорський	-	91,1	8,89	-
ім. Ілліча	0,26	46,57	53,17	-
Комунарський	1,74	79,98	18,29	-
ArcelorMittal-КривийРіг	2,2	21,94	58,54	7,32
«Запоріжсталь»	2,95	56,77	39,2	1,08
ДМК	-	61,34	36,62	3,04

При комплексному вивченні цього питання виявилось [3], що арсенал технічних засобів, наявних у збагачувальній промисловості, не забезпечує необхідного зниження вмісту сірки в вугіллі при їх збагаченні, так як цим процесам тривалий час промисловість не приділяла належної уваги. Стало очевидним, що реальних пропозицій, не сполучених з великими капітальними витратами і перебудовою всієї технології і обладнання, в коксохімічній промисловості також не існує.

Між тим, підвищення глибини збагачення залізородної сировини, використаного в доменній плавці, призводило до створення дедалі більших труднощів при виплавці малосернистого чавуну в доменних печах в зв'язку зі зниженням виходу шлаку. У цих умовах деякі дослідники наполегливо вказували на теоретичну можливість виплавки чавуну з вельми низьким вмістом сірки в доменних печах, чого на практиці, особливо в умовах заводів України, не досягалося і сталеплавильний переділ низькосірчистим чавуном не забезпечений. Більш того, намітилася тенденція у розвитку вітчизняних способів видалення сірки за рахунок позадоменної десульфурзації чавуну відкидалася.

Слід зазначити, що з цієї причини розвиток робіт в практиці вітчизняної металургії по позапічним процесам видалення сірки сильно затрималося.

У зв'язку з розвитком в останні роки позадоменних методів видалення сірки з рідкого чавуну з'явилася можливість розглянути технологічні та економічні аспекти проблеми видалення сірки на кожному переділі - від збагачення вугілля до виплавки сталі, зіставляючи їх з останніми досягненнями в практиці позадоменної десульфуратії.

1.3.2 Видалення сірки в процесі доменної плавки

Розподіл сірки між шихтових матеріалів і продуктами плавки вивчено на замороженої азотом промислової доменної печі об'ємом 426 м³ Єнакіївського металургійного заводу [4]. Встановлено, що вже до середини шахти в шматках відібраного коксу вміст сірки знижується з 1,76 до 1,32%, що обумовлено природним відділенням дрібної фракції від тертя шматків при опусканні шихти. Аж до нижньої частини шахти, вміст сірки в коксі змінюється незначно, коливаючись біля середнього значення 1,27%. У пробах коксу з середини розпару вміст сірки різко знижується і складає 0,87%, а починаючи з середини заплічок - знову збільшується, досягаючи на горизонті повітряних фурм 1,17%. Це збільшення пов'язане з поглинанням сірки компонентами золи що збільшує її сірчистість до 2-3%.

В цілому від колошника до горизонту повітряних фурм кокс втрачає близько 40% сірки, що міститься в ньому, в результаті її газифікації. Залізна руда при опусканні, як і кокс, спочатку втрачає частину своєї сірки. Наприклад, в нижній частині шахти вміст сірки в залізній руді і магнітної частини фракції 0-5 мм в 2,3 і 3,3 рази вище, ніж на рівні засипу, що пов'язано з дисоціацією піриту, тоді як в агломераті і котунах вміст сірки залишається без змін. Нижче горизонту верхньої частини распару вміст сірки у всіх залізородних матеріалах плавно збільшується і в заплічках досягає максимальних значень.

На цьому горизонті вміст сірки в залізній руді, котунах, агломераті і магнітної частини фракції досягає, відповідно, 0,286; 0,349; 0,442 і 1,391% проти 0,006; 0,036 і 0,059% у вихідних матеріалах.

Найбільш інтенсивне накопичення сірки залізородними матеріалами спостерігається в районі "нижня частина розпару - верхня частина горна". Вміст сірки в зга-

даних матеріалах в порівнянні з вихідним зростає в 5; 9,6; 10 і 32,5 рази, причому особливо високий вміст сірки спостерігається в дрібних фракціях матеріалів.

Перші порції металу з вмістом сірки 0,122% виявили в непериферійних зонах в середині розпару. На кордоні "заплічки - горн" вміст сірки в металі досягає 0,482%, що пов'язано з поглинанням її з газової фази. До горизонту фурм вміст сірки знижується до 0,127%, становлячи на випуск 0,027%. Сірчані сліди, зроблені на розпиляних застиглих краплях металу показали, що основна частина сірки зосереджена на поверхні в плівках сульфідів FeS і MnS, незважаючи на велику міцність сульфиду марганцю, що є важливим підґрунтям для судження про механізм процесів десульфурзації металу.

Вміст сірки в шлаку до верху горна практично не змінюється, перебуваючи на рівні 1,5%. Отже, шлак на відміну від твердих сипучих матеріалів, не поглинає сірку з газової фази і не відбирає її у металу, так як має малу контактну поверхню. Тому, як показали дослідження, фактичний коефіцієнт розподілу сірки між шлаком і чавунном в стовпі шихти не досягає високих значень, коливаючись від 3,3 до 16,0, і тільки при випуску чавуну становить 70. Ці дані підтверджують, що переважним процесом десульфурзації металу в доменній печі є фільтрація його крапель через шар шлаку.

У зв'язку з цим, ефективність процесів десульфурзації може бути підвищена за допомогою активізації знаходиться в печі шлаку, а також збільшення часу контакту його з металом, наприклад, змінюючи режим випуску продуктів плавки. Технологічні можливості цих заходів розглянуті нижче.

Аналіз вельми суперечливих літературних даних щодо впливу сірчистості чавуну на зміну основних техніко-економічних показників роботи доменних печей каже про неможливість використання їх стосовно конкретних умов плавки. Наприклад, величина витрат коксу від зміни вмісту сірки в ньому на 0,1% коливається за цими даними від 3 до 32 кг / т чавуну. Ця обставина обумовлює необхідність проведення додаткових досліджень з визначення кількісного впливу вмісту сірки в чавуні і коксі на техніко-економічні показники роботи металургійних агрегатів з урахуванням умов їх роботи. Результати таких досліджень проведено в роботах [5-7]. Згідно з

даними, наведеними в цих роботах, показники роботи доменних печей декількох заводів показані в таблиці 1.3.

Таблиця 1.3 – Показники роботи доменних печей деяких вітчизняних заводів

Показник роботи печі	Їм. Ілліча	Макіївський	Комунарський	ДМК
Корисний об'єм, м ³	2002	1400	1719	1719
Середньодобове в-во, т.	3006,6	2029,2	2626,88	2674,7
Вміст. агломерату в шихті, %	94,4	98,9	98,32	99,9
Витрата вапняку, кг / т чавуну	598,04	589,89	539,46	541,96
Витрата вапняку, кг/т чавуну	214	44	12	39
Температура дуття, °С	1018	921,5	1086	1007,8
Тиск під колошником	1,5	1,19	1,2	1,3
Витрата природного газу, тис. м ³ /сут	341,26	137,5	232,2	181,3
Вихід шлаку, кг / т чавуну	548	544	618	557
Вміст MgO в шлаку, %	2,30	2,616	4,7	5,8
Основність шлаку ($\frac{CaO + MgO}{SiO_2}$)	1,27	1,32	1,40	1,29
Вміст в чавуні, %				
Si	0,84	0,75	0,82	0,80
Mn	1,64	0,87	0,50	0,28
S	0,038	0,029	0,028	0,038
Прихід S з коксом, кг/т чавуну	9,49	9,94	9,97	9,34
Вміст S в коксі, %	1,67	1,68	1,81	1,73

Проведене математичне моделювання процесів видалення сірки в конкретних умовах плавки дозволило встановити, що, наприклад, збільшення приходу сірки в піч з коксом на 1 кг / т чавуну збільшує вміст сірки в чавуні на 0,00227% при середній витраті коксу і його сірчистості в умовах досліджуваної печі. Збільшення приходу сірки з коксом на 1 кг / т чавуну відповідає підвищенню сірчистості коксу на 0,0176%. Отже, збільшення вмісту сірки в коксі на 0,1% призводить до підвищення вмісту сірки в чавуні на 0,0013%.

Отримані дані про вплив сірчистості коксу на вміст сірки в чавуні були згодом підтверджені дослідними плавками на коксі з різним вмістом сірки, проведеними ДонНДІчормет і Ухін на доменних печах заводів ДМК і Єнакіївського. Було встановлено, зокрема, що збільшення вмісту сірки в коксі на 0,1% призводить до підвищення сірчистості чавуну на 0,0014-0,0018% [8].

Вплив режиму випуску продуктів плавки на вміст сірки в чавуні встановлювали за допомогою проведення досліджень на працюючих в однакових шихтових умовах доменних печах № 1 і 4 об'ємом 1719 м³ з двома і однією чавунними льотками металургійного заводу "ArcelorMittalКривийРіг".

Дані по кількості нижнього шлаку на печах (отримані за допомогою його зважувань), використовували для кореляційного аналізу. Кількість нижнього шлаку, на печі № 1 було в 1,5 рази більше, ніж на печі № 4. Були складені рівняння, що відображають зв'язок між цими величинами:

по печі № 1 (2 чавунні льотки):

$$[S] = 0,0686 - 0,00069r_{\text{н}}, \quad (1.1)$$

по печі №4 (1 чавунна льотка):

$$[S] = 0,0620 - 0,00040r_{\text{н}}, \quad (1.2)$$

де $[S]$ - вміст сірки в чавуні, %;

$r_{\text{н}}$ кількість нижнього шлаку, % .

Як випливає з цих рівнянь, зниження вмісту сірки в чавуні від збільшення частки нижнього шлаку на 40% більше на печі з двома чавунними льотками.

Таким чином, в результаті обладнання доменної печі додаткової чавунної льотки виявилось можливим отримати додаткове зниження вмісту сірки в чавуні за рахунок перемішування його з шлаком при витіканні з льотки і русі в жолобах ливарного двора.

При виплавці передільного чавуну в умовах заводів України при глибокому збагаченні залізородної сировини прихід сірки з коксом залишиться на порівняно високому рівні, так як його витрата істотно не зменшиться.

По розрахунках Гипромеза співвідношення між виходом шлаку і витратою коксу буде наступним:

Вихід шлаку, кг / т чавуну 390 365 240

Витрата коксу, кг / т чавуну 443 430 413

Ця обставина ускладнить отримання малосірчаного чавуну в перспективних умовах, що підтверджується виробничими даними роботи печі при низькому виході шлаку. Наприклад, дослідна доменна плавка на багатому офлюсовані агломерату,

проведена Інститутом чорної металургії (м.Дніпро) в умовах металургійного заводу «Криворіжсталь» показала, що при зниженні виходу шлаку з 683 до 333 кг / т чавуну вміст сірки в чавуні зростає з 0,057 до 0,062 %, не дивлячись на збільшення основності шлаку з 1,2 до 1,25 [8]. Зниження виходу шлаку до 230-300 кг / т чавуну в умовах Магнітогорського металургійного комбінату під час дослідних плавок за даними Ю.М. Борц і І.А. Копиріна супроводжувалося збільшенням вмісту сірки в чавуні на 0,027%.

З метою вивчення впливу виходу шлаку на процеси розподілу сірки в доменній печі були проведені розрахунки шихт для перспективних умов доменної плавки заводів України.

У результаті встановлено, що виробництво низькосірчистого чавуну в доменних печах в перспективних умовах при малому виході шлаку може бути забезпечено тільки зниженням сірчистості використовуваного коксу. Наприклад, при виході шлаку 240 кг/т чавуну вміст сірки в чавуні менш 0,030% виявиться можливим отримати тільки при зниженні кількості сірки в коксі до 0,93% (табл. 1.4) .

Таблиця 1.4 – Допустимий вміст сірки в коксі, що забезпечує отримання чавуну заданої сірчистості

Вихід шлаку, кг / т чавуну	допустимий вміст S в коксі,% при різній сірчистості чавуну,%			
	0,039	0,034	0,029	0,024
390	1,76	1,76	1,48	1,21
365	1,76	1,71	1,42	1,17
240	1,29	1,10	0,93	0,79

1.4 Видалення сірки при мартенівському і конвертерному виробництві сталі

Сірка переходить в сталь з шихтових матеріалів і палива. Характерний розподіл сірки в процесі мартенівської плавки за даними роботи [7] наведено в таблиці 1.5.

Як випливає з наведених даних, приблизно 2/3 частини сірки від загального її приходу залишається в металі, що свідчить про слабкий розвиток процесів десульфурзації в порівнянні з умовами доменної плавки.

Таблиця 1.5 - Розподіл сірки при мартенівській плавці сталі

Стаття приходу і витрати матеріалів	Кількість матеріалів, т	Середній вміст, %	Вміст сірки	
			Кг	%
Прихід Чавун	260,0	0,040	104,0	61,55
Металобрухт	120,0	0,035	42,0	24,75
Залізна руда	64,0	0,026	16,64	9,80
Вапняк	17,8	0,006	1,07	0,63
Вапно	6,0	0,020	1,20	0,71
Боксит	2,0	0,019	3,80	2,26
Феромарганець	4,6	0,012	0,51	0,30
Витрата Готова сталь	384,0	0,027	103,7	61,93
Видалено зі шлаком в період плавлення	20,5	0,054	11,0	6,47
Видалено зі шлаком в рудне кипіння	8,91	0,054	4,82	2,83
Кінцевий шлак	28,50	0,122	34,78	20,45
Видалено в газову фазу	-	-	14,92	8,82
Разом			169,22	100,0

В таблиці 1.6 наведено баланс конвертерної плавки за даними роботи [9]. Перехід сірки в метал, як випливає з таблиці, досить значний. Це говорить про те, що при конверторному виробництві сталі процеси десульфурації отримують слабкий розвиток.

Таблиця 1.6 - Баланс сірки в 100-т кисневому конвертері

Стаття приходу і витрати матеріал	Кількість матеріалу, т	Вміст S, %	Кількість S	
			Кг	%
<u>Надійшло</u>				
Чавун	93,9	0,042	39,8	72,9
Металобрухт	11,1	0,030	3,3	6,1
вапно	7,0	0,16	11,2	20,6
Залізна руда	1,1	0,02	0,2	0,4
Разом	-	-	56,6	100,0
<u>Витрата</u>				
Рідка сталь	94,1	0,028	25,8	45,6
Шлак	12,6	0,23	29,0	51,2
Видалено в газову фазу	-	-	1,8	3,2
Разом	-	-	56,6	100,0

Пояснення зазначених обставин дано в роботі І.І. Борнацкого [10]. Таким чином, незважаючи на найбільший (~ в 10 разів) прихід сірки з шихтою в доменній печі, тільки в ній забезпечуються найкращі умови для протікання процесів десульфурації.

Як впливає з даних таблиці 1.7, шлак доменного процесу поглинає в 10-40 разів більше сірки при меншій основності в зв'язку з більш високим значенням активності сірки через присутність в металі вуглецю і кремнію. Це забезпечує найвищі коефіцієнти розподілу сірки між шлаком і чавуном при доменній плавці, тоді як в сталеплавильному переділі можливості отримання низькосірчистого металу досить обмежені.

Таблиця 1.7 – Порівняльні дані основних показників десульфурації металу в металургійних агрегатах

Процес	Середній вміст S в шихті, %	Кількість шлаку, % до маси металу	$B = \frac{CaO}{SiO_2}$	(FeO), %	
Доменний	0,450-0,550	60-65	1,20-1,25	0,3-0,5	
Киснево-конвертерний	0,040-0,045	12-14	2,5-3,3	12-18	
Мартенівський	0,040-0,045	16-20	2,5-3,0	10-20	
Процес	Температура металу випуску °C	(S), %	[S], %	$L_S = \frac{(s)}{[S]}$	Ступінь видалення S в шлак і газ. фазу, %
Доменний	1400-1450	1,0-2,5	0,030-0,035	30-85	
Киснево-конвертерний	1610-1630	0,10-0,20	0,018-0,023	4-10	45-60
Мартенівський	1600-1620	0,06-0,10	0,020-0,025	5-5	40-55

Із даних проведених досліджень, з підключенням математичного і статистичного аналізу, слід, що для видалення 0,01% S з розплаву в мартенівську піч необхідно присадити 12,7 т вапна (15 кг/т сталі). Це збільшить тривалість доведення на 3,3%. Паралельно зі збільшенням тривалості плавки зростуть питомі витрати умовного палива на 5 кг/т сталі і кисню на 2 м³/т сталі. Зміна основних показників мартенівської плавки при збільшенні сірчистості чавуну на інших заводах приведено в таблиці 1.8 [5-8].

Таблиця 1.8 – Зміна основних показників мартенівської плавки при підвищенні вмісту сірки в чавуні на 0,01%

Завод	Збільшення тривалості доведення, год.	Зниження продуктивності	Збільшення витрати					
			Умовного палива		кисню		вапна	
			%	кг/т	%	м ³ /т	%	кг/т
Макеєвський	0,38	1,41	4,7	6	4,5	3	7,8	18
ДМК	0,35	1,42	4,5	6	4,5	4	7,7	20
Донецький	0,31	0,64	3,7	6	3,5	-	-	14

Для визначення кількісного впливу вмісту сірки у чавуні на техніко економічні показники роботи кисневих конвертерів була досліджена робота киснево-конвертерного цеху заводу "ArcelorMittalКривийРіг" при виплавці сталі СВ08А і 35ГС за даними 272 і 263 плавок, відповідно [6]. Досліджували два періоди роботи конвертерів: при переділі чавуну з вмістом сірки 0,030-0,053% і від 0,055%. Результати порівняльного аналізу роботи конвертерів наведені в таблиці 1.9.

Таблиця 1.9 - Зміна показників киснево-конвертерної плавки при зниженні вмісту сірки в чавуні на 0,01%

Сталь	Зниження витрати на 1 т сталі			Збільшення продуктивності	
	вапна, кг	бокситу, кг	кисню, м ³	т/хв.	%
СВ08А	15,0	0,3	2,0	0,25	12,1
35ГС	21,0	0,3	2,0	0,32	13,7

Як випливає з таблиці, зниження сірчистості використовуваного чавуну в кисневих конвертерах дозволяє збільшити їх продуктивність, а також знизити витрати шлакоутворюючих і кисню.

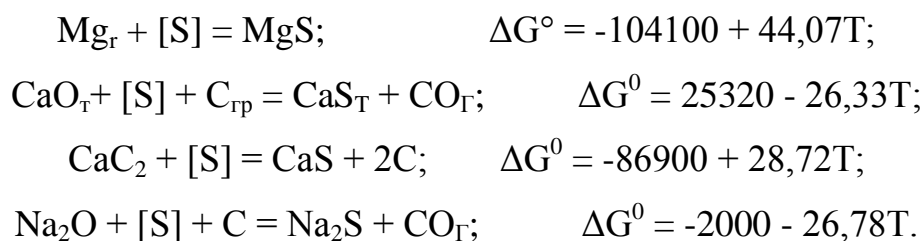
Таким чином, технологічні можливості видалення сірки на стадіях, підготовки і виробництва металу при існуючій глибині збагачення залізорудної сировини вкрай обмежені і пов'язані з великими витратами палива, флюсу, а також зниженням продуктивності металургійних агрегатів. При подальшому підвищенні ступеня збагачення залізорудної сировини і пов'язаних з цим зменшенням виходу шлаку, отримання малосірчаного чавуну затрудняється, а в ряді випадків виявиться неможливим. Ця обставина змушує уважно оцінювати можливості позапічних процесів десульфурації і пов'язані із цією технологією матеріальні витрати.

1.5 Загальна характеристика процесів позадоменної десульфурації чавуну

В останні роки позадоменна десульфурація отримала широкий розвиток як в закордонній, так і у вітчизняній практиці. На багатьох заводах споруджені установки великої потужності.

В якості реагентів-десульфурантів при позапічній обробці чавуну використовують магній (у вигляді чистого магнію, суміші вапна і магнію, у вигляді шматків

коксу, просочених магнієм, у вигляді гранул магнію, покритих сольовими покриттями і ін.), кальцієві матеріали (у вигляді вапна, вапняку, карбїду кальцію) і соду. Основні реакції десульфурації чавуну:



Розрахунки показують, що для зв'язування 1 кг сірки необхідно 0,75 кг Mg, 1,75 кг CaO, 2 кг CaC₂, 3,31 кг Na₂CO₃. Найбільш низьку витрату реагенту - в разі використання металевого магнію. При цьому забезпечується висока ступінь десульфурації. До переваг використання саме магнію можна віднести такі фактори, як мала кількість що утворюється шлаку і те, що в процесі десульфурації магнієм практично не утворюється продуктів, шкідливих для навколишнього середовища. Однак вартість магнію порівняно висока і вибір реагенту визначається в кінцевому рахунку економічними міркуваннями.

Введення реагентів в метал може здійснюватися у вигляді шматків, гранул, порошоків, дроту. При вдмухуванні порошоків в якості несучого газу використовують повітря, азот, природний газ. Перемішування реагентів з металом можна здійснювати різними способами, в тому числі:

- 1) падаючим струменем металу;
- 2) різними механічними мішалками;
- 3) барботажем під впливом продувки газом; 4) пульсуючого затопленої струменем і ін. (Впливом вібрації, впливом ультразвуку, газліфтним перемішуванням).

Робота з магнієм має свої особливості, пов'язані, по-перше, з тим, що магній при нагріванні до температури розплавленого металу випаровується, обсяг його зростає в тисячі разів і, по-друге, енергія взаємодії парів магнію з домішками рідкого металу і з навколишнім повітрям (окислення магнію з утворенням MgO з виділенням великої кількості тепла $2\text{Mg}_r + \text{O}_2 = 2\text{MgO}$; $\Delta G_0 = -726900 + 202,02T$ настільки велика, що спостерігається піроефект у вигляді яскравого спалаху). Тому магній вводять в метал зазвичай під спеціальним ковпаком-випарником зі щілинами для

виходу парів магнію або будь-яким іншим способом, що виключає викид рідкого металу (пасеруванням шматків магнію, заповненням магнієм пір в шматках інертного матеріалу, в пористих шматках коксу, введенням в чавун гранульованого магнію в струмі природного газу або азоту і т.п.). Види механічного перемішування чавуну наведені на рисунках 1.1-1.3.

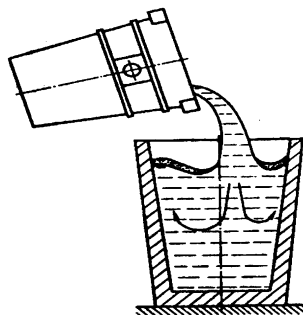


Рисунок 1.1 – Механічне перемішування чавуну методом падаючої струменя

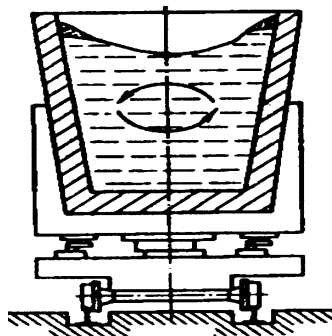


Рисунок 1.2 – Метод вібраційного перемішування чавуну

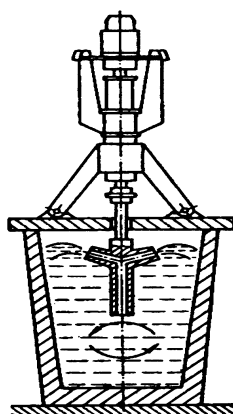


Рисунок 1.3 – Перемішування чавуну з використанням мішалок

При використанні сумішей типу [вапно + плавиковий шпат + реагент, що знижує окислення ванни (алюміній, кокс і т.п.)] використовують мішалки (рис. 1.3). Перемішування металу з реагентом досягається обертанням ротора-мішалки і пропусканням через ротор газу-перемішувача (зазвичай азоту), що створює ефект

кипіння. Останнім часом все більшого поширення набуває метод обробки чавуну з використанням дроту, наповненою реагентами-десульфурантами. Перемішування маси металу досягається при цьому додаткової продувкою ванни газом (азотом).

Кращі результати отримують при використанні природного газу, так як в зоні реакції відбувається дисоціація метану, що знижує температуру (до ~ 1200 °C), що сприяє протіканню екзотермічної реакції освіти MgS і створює захисну відновну атмосферу над поверхнею розплаву в ковші, блокуючи надходження кисню з атмосфери .

Результати знесірчення при використанні сумішей на базі CaO залежать від ряду факторів: а) конструкції ковша (у відкритому ковші результати гірше, ніж в ковші міксерного типу); б) кількості потрапив в ківш міксерного шлаку (при значній кількості міксерного шлаку отримання низьких концентрацій сірки в чавуні практично недосяжно); в) температури чавуну (чим вище температура, тим краще результати десульфурації г) утримання в чавуні кремнію (чим менше в чавуні кремнію, тим краще для десульфурації); д) витрати реагентів-десульфурантів. За інших рівних умов витрата залежить від вмісту сірки в чавуні до обробки $[S]_{поч}$ і необхідного після обробки $[S]_{кін}$. Хороші результати по знесірченню чавуну можуть бути отримані при використанні соди, однак при обробці содою в атмосферу виділяється велика кількість летючих речовин (включаючи випаровується Na_2O , що утворюється при контакті соди Na_2CO_3 з розплавленим металом). Цей метод вимагає обов'язкової наявності стендів, обладнаних добре діючими пиловловлюючими пристроями, і технології утилізації уловлених сполук натрію.

2 РОЗРАХУНОК МАТЕРІАЛЬНОГО БАЛАНСУ КИСНЕВО-КОНВЕРТЕРНОЇ ПЛАВКИ З ВИКОРИСТАННЯМ СКРАПУ

1. Розрахунок матеріального балансу

Плавка ведеться в один прийом без випуску проміжного шлаку. Розрахунок проводиться на 100 кг металеві шихти.

1.1. Склад металеві частини шихти, %

Матеріал	C	Si	Mn	P	S
Чавун	4,00	0,80	1,50	0,20	0,01
Скрап	0,25	0,10	0,50	0,04	0,04

1.2. Склад неметалевої частини шихти і футерування, %

Матеріал	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Cr ₂ O ₃	CaF ₂	H ₂ O	CO ₂
Вапно	2,0	-	2,0	86,0	2,0	-	-	2,0	6,0
Плавииковий шпат	5,0	-	1,0	8,0	-	-	79,5	0,5	6,0
Футеровка	5,0	8,0	3,0	2,0	70,0	12,0	-	-	-

1.3. Склад готові сталі, %: вуглець 0,14-0,22; кремній 0,12-0,30; марганець 0,40-0,65; фосфор 0,045; сірка 0,055.

1.4. За умови переробки 80% чавуну і 20% скрапу металеві частиною шихти вноситься, кг:

Матеріал	C	Si	Mn	P	S
Чавун	3,20	0,64	1,20	0,16	0,008
Скрап	0,05	0,02	0,10	0,008	0,008
Разом	3,25	0,66	1,30	0,168	0,016

1.5. Для розрахунку кількості і складу шлаку використовуємо дані, отримані на практиці.

1.5.1. Стійкість футеровки визначається умовами її роботи і матеріалом, з якого вона виготовлена. Термін служби футеровки з періклазошпінелідної цегли становить приблизно 750 плавок, а в разі профілактичного ремонту торкретуванням збільшується до 1000 плавок.

1.5.2. Приймаємо, що знос футеровки становить 0,3% маси металеві частини шихти, витрата CaF₂ також становить 0,3%.

1.5.3. Для визначення маси шлаку і металу приймаємо, що в металевій частині шихти в шлак перейде весь кремній, 30% S, 80% Mn і 90% P.

1.5.4. Приймаємо, що з неметалевої частини шихти в шлак перейдуть всі окисли, за винятком вологи і вуглекислоти.

1.6. Витрата вапна визначаємо за наступною схемою.

1.6.1. Відповідно до вимог десульфурації і дефосфорації основність шлаку повинна бути від 2,5 до 3,5. Для малошлакової технології основність шлаку становить зазвичай 1,5-2,0. Приймаємо основність рівній 1,7; тоді флюси здатність вапна складе:

$$0,86 - 0,02 \cdot 3 = 0,80 \text{ кг вапна,}$$

де 0,86 і 0,02 вміст в вапна окису кальцію і кремнію відповідно.

1.6.2. Шихтою (без вапна) і футеровкою вноситься кремнезему в шлак, кг:

а) металевією частиною шихти:

$$0,66 * \frac{60}{28} = 1,41$$

б) футеровкою:

$$0,3 * 0,05 = 0,015;$$

в) плавиковий шпат:

$$0,3 * 0,05 = 0,015.$$

Всього буде внесено кремнезему, кг:

$$1,41 + 0,015 + 0,015 = 1,44$$

1.6.3. Для отримання заданої основності необхідно оксиду кальцію, кг:

$$1,44 * 1,7 = 2,45$$

1.6.4. Вноситься оксиду кальцію, кг:

а) плавиковий шпат

$$0,3 * 0,08 = 0,024;$$

б) футеровкою

$$0,3 * 0,02 = 0,006.$$

1.6.5. За вирахуванням оксиду кальцію, внесеного плавиковий шпат і футеровкою, потрібно вапна, кг:

$$\frac{2,45 - 0,024 - 0,006}{0,8} = 3,08$$

де 0,8 - флюси здатність вапна.

1.7. Визначаємо масу шлаку.

1.7.1. Вноситься кремнезему вапном, кг:

$$3,08 * 0,02 = 0,06$$

1.7.2. Вноситься оксиду кальцію вапном, кг:

$$3,08 * 0,86 = 2,65$$

Вноситься оксиду магнію, кг:

а) вапном

$$3,08 * 0,02 = 0,06;$$

б) футеровкою

$$0,3 * 0,7 = 0,21.$$

1.7.4. Вноситься глинозему, кг:

а) вапном

$$3,08 * 0,02 = 0,06;$$

б) плавиковий шпат

$$0,3 * 0,01 = 0,003;$$

в) футеровкою

$$0,3 * 0,03 = 0,009.$$

1.7.5. Вноситься оксидів хрому футеровкою, кг:

$$0,3 * 0,12 = 0,036.$$

1.7.6. Вноситься оксидів марганцю металевого частиною шихти, кг:

$$1,3 * 0,8 * \frac{71}{55} = 1,34$$

1.7.7. Вноситься оксидів фосфору металевною частиною шихти, кг:

$$0,168 * 0,9 * \frac{142}{62} = 0,35$$

1.7.8. Вноситься оксидів заліза футеровкою, кг:

$$0,3 * 0,08 = 0,024.$$

1.7.9. Вноситься CaF_2 плавиковий шпат, кг:

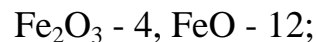
$$0,3 * 0,795 = 0,24$$

1.7.10. Склад шлаку, кг

Джерело	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃	S	MnO	P ₂ O ₅	Fe ₂ O ₃	CaF ₂
металевої шихти	1,41	-	-	-	-	0,005	1,34	0,35	-	-
Вапно	0,06	2,65	0,06	0,06	-	-	-	-	-	-
Плавииковий шпат	0,015	0,024	-	0,003	-	-	-	-	-	0,24
Футеровка	0,015	0,006	0,21	0,009	0,036	-	-	-	0,024	-
Всього	1,5	2,68	0,377	0,072	0,036	0,005	1,34	0,35	0,024	0,24

1.8. Маса оксидів шлаку (без оксидів заліза) за даними наведеної таблиці становить 6,624 кг.

1.8.1. Виходячи з практичних даних приймаємо наступний вміст оксидів заліза в шлаку, %:



1.8.2. Отже, маса шлаку без оксидів заліза (6,624) становить 84%. Тоді масу всього шлаку визначають так, кг:

$$6,624 : 0,84 = 7,88$$

У тому числі оксидів заліза, кг

$$7,88 - 6,624 = 1,256$$

з них Fe₂O₃ - 0,31 кг і FeO - 0,94кг.

1.9. Приймаємо, що кількість заліза, що залишилася в шлаку у вигляді корольків, втрати з викидами і угар заліза становить 3 кг.

1.9.1. Витрачається заліза на угар з утворенням оксидів, кг:

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = \frac{(0,31 - 0,024) * 112}{160} = 0,2;$$

$$\text{FeO} = \frac{0,94 * 56}{72} = 0,73.$$

1.9.2. Втрати заліза у вигляді корольків і викидів, кг:

$$3 - (0,2 + 0,73) = 2,07.$$

1.10. Вихід рідкої сталі при утриманні 0,2кг вуглецю і за вирахуванням чаду елементів складе, кг:

$$100 - ((3,25 - 0,2) + 0,66 + 1,3 * 0,8 + 0,168 * 0,9 + 0,008 * 0,3 + 3) = 92,09$$

1.11. Склад металу, %:

Вуглець 0,22; кремній сліди; Марганець 0,28; фосфор 0,018: сірка 0,012.

1.12. На підставі практичних даних приймаємо, що 10% С окислиться до CO₂ і 90% С - до CO, кг:

вигорить вуглецю $3,25 - 0,2 = 3,05$,

окисли до CO_2 $3,05 * 0,1 = 0,305$,

окислиться до CO $3,05 * 0,9 = 2,745$,

Утворюється CO_2 $\frac{0,305 * 44}{12} = 1,12$

Утворюється CO $\frac{2,745 * 28}{12} = 6,405$.

1.13. Визначаємо кількість дуття.

1.13.1. Буде потрібно кисню на окислення заліза до утворення, кг:

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = \frac{(0,31 - 0,024) * 48}{160} = 0,08;$$

$$\text{FeO} = \frac{0,94 * 16}{72} = 0,21.$$

1.13.2. Буде потрібно кисню на окислення домішок, кг:

Вуглецю до CO_2 $\frac{1,12 * 32}{44} = 0,81$

Вуглецю до CO $\frac{6,405 * 16}{28} = 3,66$

Марганцю до MnO $\frac{1,34 * 16}{71} = 0,3$

Кремнію до SiO_2 $\frac{1,41 * 32}{60} = 0,75$

Фосфору до P_2O_5 $\frac{0,37 * 80}{142} = 0,21$

Всього кисню: 6,115кг

1.13.3. Буде потрібно технічного кисню (99,5% O_2) при 95%-му його засвоєнні, кг:

$$\frac{6,115}{0,995 * 0,95} = 6,47$$

1.14. Визначаємо склад і кількість відпрацьованих газів.

1.14.1. Отримано CO_2 :

Від горіння вуглецю 1,12кг

З вапна $3,08 * 0,06 = 0,32$ кг

З плавикового шпату $0,3 * 0,06 = 0,018$ кг

Всього CO₂: 1,459кг, або $\frac{1,459 * 22,4}{44} = 0,74 \text{ м}^3$.

1.14.2. Утворюється парів води з вологи шихти:

$$3,08 * 0,02 + 0,3 * 0,005 = 0,109\text{кг або } \frac{0,109 * 22,4}{18} = 0,13 \text{ м}^3.$$

1.14.3. Утворюється азоту з дуття:

$$6,47 * 0,005 = 0,032\text{кг або } \frac{0,032 * 22,4}{28} = 0,026 \text{ м}^3$$

1.14.4. Утворюється кисню з дуття:

$$6,47 * 0,995 - 6,115 = 0,32\text{кг або } \frac{0,32 * 22,4}{32} = 0,22 \text{ м}^3$$

1.15. Кількість і склад газу

Складові газу	кг	м ³	%
CO ₂	1,459	0,74	17,52
CO	6,405	5,12	76,91
H ₂ O	0,109	0,13	1,31
N ₂	0,032	0,026	0,39
O ₂	0,32	0,22	3,86
Всього	8,33	6,25	100

1.16. Матеріальний баланс плавки

Надійшло	кг	Отримано	кг
Чавуну і брукту	100,00	Металу	92,09
Вапна	3,08	Шлаку	7,88
Плавикового шпату	0,3	Заліза, корольків і викидів	2,07
Зруйнованої футерівки	0,3	газів, що відходять	8,33
Дуття	6,47		
Всього	110,15	Всього	110,37

2. Розкислення сталі

2.1. Склад сталі перед розкисленням:

	C	Si	Mn	P	S
Вага, кг	0,15	Сл.	0,26	0,0168	0,011
Склад, %	0,16	Сл.	0,28	0,018	0,012

2.2. Приймаємо, що в готовій сталі повинно міститися 0,8% кремнію і 1,2% марганцю.

2.3. Розкислення металу робимо феросиліцієм і феромарганцем в ковші при зливі металу.

Склад розкислювачів, %

Марка феросплаву	C	Si	Mn	P	S
ФС45	0,10	45,00	0,40	0,05	0,04
ФМн88Р30	1,00	2,00	80,00	0,30	0,03

2.4. Для отримання сталі заданого складу необхідно внести 0,8% кремнію і 0,92% марганцю.

2.5. Беручи за даними практики чад феросплавів рівним 20%, визначаємо необхідну їх кількість, кг:

$$\text{феромарганцю } \frac{0,92 * 92,09}{100 * 0,8 * 0,8} = 1,33$$

$$\text{феросиліцію } \frac{0,8 * 92,09}{100 * 0,45 * 0,8} = 2,05$$

2.6. Вага сталі після розкислення, кг:

$$92,09 + 1,33 * 0,8 + 2,05 * 0,8 = 94,79$$

2.7. Перейде в метал, кг:

$$\text{вуглецю } 1,33 * 0,8 * 0,01 + 2,05 * 0,8 * 0,001 = 0,012;$$

$$\text{кремнію } 1,33 * 0,8 * 0,02 + 2,05 * 0,8 * 0,45 = 0,738;$$

$$\text{марганцю } 1,33 * 0,8 * 0,8 + 2,05 * 0,8 * 0,004 = 0,86.$$

2.7.1. Вміст марганцю в сталі, кг:

$$0,26 + 0,86 = 1,12$$

2.7.2. Вміст вуглецю в сталі, кг:

$$0,15 + 0,012 = 0,162$$

2.7.3. Переходом сірки і фосфору в метал в зв'язку з незначними кількостями нехтуємо.

2.8. Склад готової сталі.

Показники	C	Si	Mn	P	S	Fe	Сума
Вага, кг	0,162	0,738	1,12	0,017	0,011	92,742	94,79
Склад, %	0,17	0,78	1,18	0,018	0,012	97,84	100

Сталь отриманого складу відповідає вимогам ГОСТ для марки 16ГС.

3 БУДОВА ТА РОЗРАХУНОК КИСНЕВОГО КОНВЕРТЕРА

3.1 Форма конвертера

Профіль робочого об'єму, утворений футеровкою, у конвертерів зазвичай має вигляд, показаний на рис. 3.1, звужується догори горловина примикає до циліндричної частини, нижче якої розташована звужується частина, що закінчується сферичним днищем.

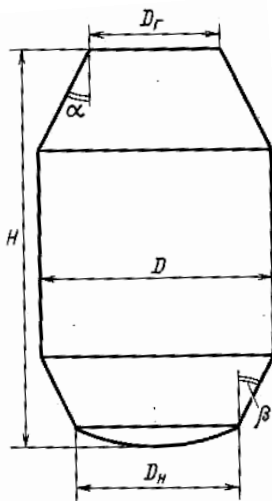


Рисунок 3.1 – Профіль робочого об'єму конвертера

Звуження нижньої частини і сферична форма днища запобігають утворенню застійних зон при циркуляції металу в конвертерах з верхньою продувкою. У малих (<130 т) конвертерів днище для спрощення кладки іноді роблять плоским; плоске днище мають конвертери донної продувки.

За формою корпусу (кожуха) конвертери помітно різняться: 1) з циліндричним корпусом, до якого примикає сферичне днище; 2) зі звуженням нижче циліндричної частини у вигляді усіченого конуса; або двох примикають один до одного усічених конусів; 3) з незначним (кут нахилу стінки до вертикалі 7°) звуженням, перехідним в сферу.

3.2 Розміри конвертера

Профіль і розміри конвертера повинні забезпечити насамперед продування без викидів. Основними параметрами, що визначають можливість роботи без викидів, є

питома обсяг (обсяг робочої порожнини, що припадає на 1 т рідкої сталі, $\text{м}^3/\text{т}$) і відношення висоти робочого об'єму до його діаметру H/D (див. Рис. 1). Для раніше будувалися і експлуатованих конвертерів характерно коливання значень цих параметрів в невикористано широких межах: питомої обсягу від 0,5 до 1,15 $\text{м}^3/\text{т}$, відносини H/D від 1,17 до 2,1; при цьому в міру збільшення місткості конвертерів ці значення знижуються.

При виборі оптимального значення цих параметрів необхідно враховувати наступне. Якщо питома обсяг недостатній, то під час продування виникають викиди; при надмірно великому питомій обсязі невикористано зростають габарити конвертера, витрата вогнетривів на футеровку, висота конвертерного цеху. Враховують також, що чим вище інтенсивність продувки і чим менше сопел в фурме, тим більше повинен бути обсяг конвертера для запобігання викидам. При зниженні H/D стінки конвертера віддаляються від високотемпературної подфурменної зони, що сприяє підвищенню стійкості футеровки; зростає також питома поверхня ванни, проте зменшення висоти конвертера може привести до викидів. При зростанні H/D ймовірність викидів зменшується, але і збільшення H/D понад оптимального рівня нецільно, так як це вимагає збільшення висоти будівлі цеху.

Глибина ванни рідкого металу H_b змінюється в межах 1,0-1,9 м і зростає в міру збільшення місткості конвертера. Глибина ванни повинна бути достатньою для запобігання руйнування днища кисневими струменями.

При виборі діаметра отвору горловини D_r враховують, що горловина великого розміру дозволяє завантажувати сталевий брухт в один прийом. Разом з тим при збільшенні діаметру горловини зростають втрати тепла випромінюванням і дещо підвищується вміст азоту в сталі, що виплавляється, оскільки через великий отвір в конвертер підсмоктується більше повітря, азот якого розчиняється в металі. Кут нахилу горловини до вертикалі α змінюється від 20 до 35 °.

Звуження нижньої частини робочого об'єму необхідно, щоб запобігти утворенню застійних зон при циркуляції металу. З урахуванням цієї вимоги діаметр нижньої частини D_n рекомендується приймати рівним 0,855D або трохи меншим. Кут

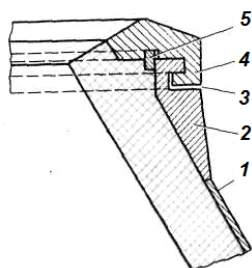
нахилу твірної нижнього усіченого конуса до вертикалі β у глухонних конвертерів близький до 20° , у конвертерів з окремим днищем $20-30^\circ$.

3.3 Корпус і днище

Корпус конвертера виконують або суцільнозварним з листової сталі товщиною від 30 до 120 мм (найбільшу товщину має центральна частина корпусу і меншу - горловина і днище), або з окремим днищем, або, в окремих випадках, з окремою горловиною. Зазвичай матеріалом для виготовлення корпусу служить сталь 09Г2С, термін служби корпусу до заміни становить 4-5 років.

Симетричне розташування горловини конвертера забезпечує введення кисневої фурми по осі конвертера і рівне видалення високотемпературної підфурменної зони від стінок конвертера. Завдяки цьому досягається рівномірний знос футеровки стін і горловини.

Горловина конвертера в більшій мірі, ніж інші елементи конструкції, схильна до впливу високих температур і викривлення і може бути пошкоджена при видаленні охолодей (застиглих виплеск металу) і в процесі зливу шлаку. У зв'язку з цим верх горловини зміцнюють масивним шоломом, причому частина його виконують з знімних елементів, які можна замінювати. Застосовувана в останні роки на вітчизняних заводах конструкція горловини показана на рис. 2. До кожуха 1 горловини приварена забезпечена кільцевим пазом 3 потовщена лита сталева обичайка 2, на якій закріплені кілька литих сегментів 4. Ці сегменти зазвичай виконують з жароміцного чавуну, який схильний до утворення настилів менше, ніж сталь. Зношені сегменти можна легко замінити (все або один з них).



1 - кожух горловини; 2 - потовщена обичайка; 3 - кільцевий паз; 4 - литий сегмент; 5 - заставна планка

Рисунок 3.2 – Горловина конвертера

В рідкісних випадках конічну горловину виконують об'ємною. Днище конвертерів для верхньої продувки частіше виконують сферичним. Ця форма полегшує циркуляцію металу та сприяє зниженню зносу футеровки. Широко застосовують як невід'ємна, так і відокремлені днища. Відокремлені днища можуть бути приставними і вставними. Зняття і установку відокремлених днищ здійснюють за допомогою домкратних візків, що пересуваються під конвертером.

3.4 Цапфи і опорне кільце

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

Сучасні кисневі конвертери забезпечують окремим опорним кільцем, до якого кріплять цапфи і в якому з зазором закріплений корпус. Завдяки зазору виникають при термічному розширенні корпусу деформації не передаються опорного кільця і перекис цапф не виникає. Внутрішній, діаметр опорного кільця на 150-200 мм перевищує діаметр корпусу конвертера.

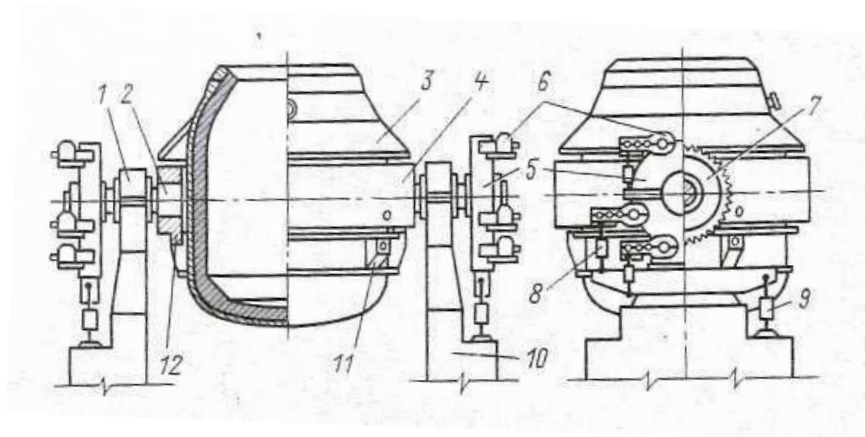
Опорне кільце являє собою конструкцію з двох півкілець і закріплених між ними двох цапфових плит; полукільця і плити скріплюють зварюванням і іноді шпильками. Півкільця зварюють з листової сталі, виконуючи їх порожніми, прямокутного (коробчатого) перетину, з поперечними ребрами жорсткості всередині. У сучасних конвертерів опорне кільце має до 12 отворів для пропуску тяг (шпильок), що кріплять корпус до опорного кільця. У стінах кільця і ребрах жорсткості передбачають отвори для циркуляції повітря охолоджує опорне кільце. Цапфові плити, що мають отвори для цапф, для малих і середніх конвертерів виконують суцільними, а для великовантажних - звареними з двох половинок. Цапфи виконують кованими і на великовантажних конвертерах водоохолоджуваними. У конвертерів, призначених для донної або комбінованої продувки, уздовж осі цапф передбачені канали (на великовантажних конвертерах діаметром до 500 мм) для пропуску труб, що по-

дають газ до донних фурмам. Цапфи кріплять до опорного кільця шляхом запресування в цапфових плити. Для захисту опорного кільця від перегріву і влучення крапель металу і шлаку над ним приварюють до корпусу конвертера захисний кожух (рис. 3,3).

3.5 Механізм повороту

Механізм повороту забезпечує обертання конвертера навколо осі цапф на 360° з частотою від 0,1 до 1 хв^{-1} . Поворот конвертера необхідний для виконання технологічних операцій: заливки чавуну, завалювання брухту, слива стали і шлаку і др.

Механізм повороту може бути одно- і двостороннім. Для конвертерів місткістю 130-160 т і менш виконують односторонній механізм повороту, в якому одна з цапф з'єднана з приводом. Нахил великовантажних конвертерів потребує докладання значного крутного моменту, що викликає великі навантаження на елементи приводу, тому для більш рівномірного розподілу навантаження частіше використовують двосторонній механізм повороту великовантажних конвертерів (рис. 3.3). Цей механізм має два синхронно працюючих приводу, кожен з яких з'єднаний з однією цапфою.



1 - опорний підшипник; 2 - цапфа; 3 - захисний кожух; 4 - опорне кільце; 5 - корпус веденого колеса; 6 - навісний електродвигун з редуктором; 7 - ведене зубчасте колесо; 8 - демпфер навісного електродвигуна; 9 - демпфер веденого колеса; 10 - опорна станина; 11 - кронштейн; 12 - упор

Рисунок 3.3 – Кисневий конвертер з двостороннім навісним багатодвигунним приводом

Використовують стаціонарні і навісні механізми повороту. Стаціонарний механізм зазвичай включає встановлені на жорсткому фундаменті електродвигуни з редукторами, від яких крутний момент передається цапфі за допомогою шпинделя або зубчастої муфти. Недоліком механізму є те, що при жорсткому кріпленні редукторів і двигунів на окремому фундаменті перекося цапф і ударні динамічні навантаження в момент включення викликають посилений знос приводу.

В останні роки застосовують більш досконалі навісні (закріплені на цапфі) багатодвигунні механізми повороту. Конвертер місткістю 300 т з двостороннім багатодвигунним механізмом повороту показаний на рис. 3.3. На цапфі 2 жорстко закріплено ведене зубчасте колесо 7, закрите нерухомим корпусом 5. Корпус 5 спирається на цапфу через підшипники і від провертання його утримує демпфер 9. Обертання зубчастого колеса 7 забезпечують кілька (від 4 до 6) електромоторів з редуктором 6, вихідні вали-шестерні яких входять в зачеплення з колесом 7. Електромотори з редукторами навішені на вихідних валах-шестернях, що спираються на корпус 5 зубчастого колеса і, утримуються від провертання демпферами 5.

Навесний багатодвигунний привід володіє наступними перевагами: перекис цапф не впливає на його працездатність; при виході з ладу одного двигуна привід залишається працездатним; демпфери частково компенсують динамічні навантаження при включених гальмах, що знижує знос шестерень приводу; в два-три рази зменшується маса приводу; істотно зменшується площа, необхідна для його установки (наприклад, габарити уздовж цапф 300-т конвертора з двостороннім стаціонарним приводом складають ~ 28 м, а з двостороннім навісним приводом ~ 20 м).

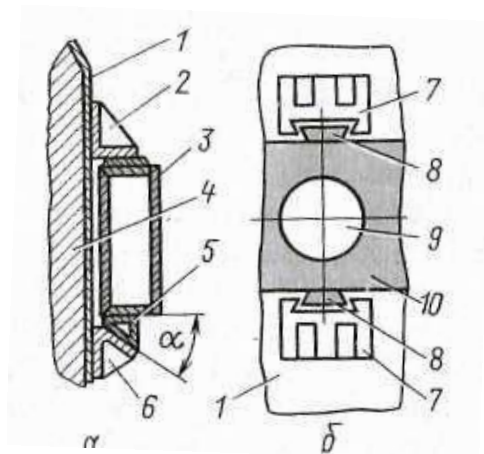
3.6 Кріплення корпусу в опорному кільці

Система такого кріплення повинна забезпечити фіксацію (сталість положення) корпусу в опорному кільці і в той же час вільну, незалежну від опорного кільця розширення корпусу при його нагріванні або охолодженні. У багатьох перших конвертерів корпус кріпили за допомогою охоплюють опорне кільце зверху і знизу крон-

штейнів. Пізніше почали широко застосовувати систему з підвіскою корпусу до опорного кільця на трьох і рідше двох меридіональних тязі. Споруджуються останнім часом конвертери мають систему кріплення з підвіскою корпусу за допомогою чотирьох груп тяг із загальним числом тяг-підвісок до 12. Кожна з цих систем кріплення має різновиди.

Схема кріплення корпусу за допомогою кронштейнів показана на рис. 4, а. Через приварені верхні кронштейни 2 корпус спирається на горизонтальну полицю опорного кільця. Нижні кронштейни 6 корпусу мають скіс і стикаються з кронштейнами 5, привареними до опорного кільця по похилій плоскості.

Така система забезпечує вільну деформацію корпусу в вертикальному і радіальному напрямках. Для запобігання провертання корпусу навколо вертикальної осі служать (рис. 3.4, б) упори 8, які приварені до цапфових плитам і входять в пази кронштейнів 7, приварених до корпусу.



1 - корпус конвертера; 2 - верхній кронштейн корпусу; 3 - опорне кільце; 4 - футерування; 5 - кронштейн опорного кільця; 6 - нижній кронштейн корпусу; 7 - кронштейн для упору; 8 - упор; 9 - цапфа; 10 - цапфова плита

Рисунок 3.4 – Кріплення корпусу конвертера в опорному кільці за допомогою кронштейнів

Система кріплення з використанням меридіональних тяг досконаліша і виключає взаємну передачу навантажень, що виникають в корпусі або опорному кільці внаслідок їх деформації. Корпус конвертера підвішений до опорного кільця за допомогою трьох меридіональних тяг, розташованих під кутом 120° відносно один

одного. Для кріплення тяг до корпусу служить масивний несе пояс, приварений до корпусу нижче опорного кільця в зоні мінімальних температур і деформацій корпусу. Пояс складається з двох плоских кільцевих ребер жорсткості, трьох кронштейнів для кріплення меридіональних тяг і двох кронштейнів для упорів.

Меридіональна тяга має два отвори, в яких запресовані кульові шарніри. Через верхній отвір проходить палець, що кріпить тягу в опорному кільці, через нижнє - палець, що кріпить тягу в кронштейні опорного пояса. Кульові шарніри забезпечують вільну самоустановку корпусу в опорному кільці.

Для запобігання зсуву корпусу перпендикулярно осі цапф і передачі крутного моменту корпусу служать два упору, тобто виступи цапфових плит, які входять в пази кронштейнів несучого пояса. Для запобігання зсуву корпусу вздовж осі цапф одну меридіональну тягу (розташовану з протилежного від лютки боку) роблять фіксованою; її подовжена нижня частина закріплена в кронштейні.

Найбільш досконалою в даний час вважають підвіску корпусу до опорного кільця за допомогою чотирьох груп тяг, оскільки при великій кількості тяг забезпечується значно більш рівномірний розподіл навантажень на опорне кільце. Дванадцять тяг чотирма групами розташовані по периметру опорного кільця. Для з'єднання тяг з корпусом служить приварений до нього несе пояс, що включає два горизонтальних напівкільцевих ребра, посилені в районі тяг горизонтальними і вертикальними ребрами жорсткості і два кронштейна. Тяги пропущені через отвори в опорному кільці і в горизонтальних ребрах жорсткості і опорного пояса. Кожна тяга верхнім кінцем спирається через гайку і сферичну шайбу на опорне кільце, а на нижній кінець тяги через гайку і сферичну шайбу спирається корпус конвертера за допомогою горизонтального ребра жорсткості. Сферичні шайби забезпечують вільну самоустановку корпусу.

Крутячий момент від опорного кільця передається кожуха за допомогою упорів, закріплених зверху і знизу на кожній цапфових плиті. Упори входять в пази кронштейнів, приварених до корпусу, і перешкоджають зрушенню корпусу в напрямку, перпендикулярному осі цапф. Зрушення корпусу вздовж цапф запобігають два упору, розміщених з протилежних сторін корпусу. Кожен упор кріпиться на опорному кільці і входить в паз кронштейна, закріпленого на горизонтальному ребрі жо-

рсткості корпусу конвертера. При положенні конвертера горловиною вниз корпус спирається на опорне кільце через дванадцять опорних вставок, розташованих чотирима групами (по три в групі) поряд з тягами підвіски.

3.7 Киснева фурма

Багатосоплові фурми, що використовують в кисневих конвертерах, виконують з трьох концентрично розташованих сталевих труб, забезпечених внизу головкою (наконечником) з соплами. Порожнини, утворені трубами, служать для подачі до голівки кисню, підведення і відведення охолоджуючої води. Для конвертерів місткістю від 150 до 350 т довжина фурм знаходиться до межах від 16 до 26 м. Відомі два різновиди конструкції фурм: з центральною подачею кисню і з центральною подачею води. Щоб уникнути руйнування фурми в результаті напруг, що викликаються різними тепловим розширенням труб (зовнішня труба подовжується сильніше, ніж більш холодні внутрішні), в фурмі передбачають компенсуючі пристрої. У фурмах з центральним підведенням кисню на внутрішній трубі встановлюють сільфонний компенсатор (гофрований металевий шланг) в поєднанні з телескопічним з'єднанням на середньої трубі, або передбачають рухливе сальникове ущільнення вгорі зовнішньої труби в поєднанні з сільфонним компенсатором на внутрішній трубі.

В фурмах з центральним підведенням води встановлюють сільфонні компенсатори на внутрішній і середній трубах.

Головка фурми є змінною. Головки виконують звареними з мідних і сталевих елементів і в деяких випадках литими з міді. Зварна головка включає зовнішню тарілку з патрубком, внутрішню тарілку, уварені в тарілки сопла і розподільник води. Головку зазвичай з'єднують з трубами зварюванням. Застосовують також головки, що з'єднуються різьбленням з внутрішньої і зварюванням з зовнішньою трубами фурми.

Сопла і нижню тарілку зварних головок, звернені в конвертері до зони найбільш високих температур (до 2600° С), виконують з міді. Мідь має низьку температуру плавлення (1083 ° С), але завдяки високій теплопроводності забезпечує швидке відведення та передачу тепла охолоджуючої води, тому навіть в зоні високих температур головка

не перегрівається і зберігає міцність. Для виготовлення головок застосовують безкисневу мідь марок М-0, М-1; зварювання головок ведуть під захисним газом.

Фурми мають в голівці від чотирьох до шести-семи вихідних сопел Лавалю, які перетворюють енергію тиску кисню в кінетичну і забезпечують надзвукову швидкість кисню (~ 500 м / с) на виході з сопла. Сопла розташовують в голівці веероподібно-расходящимися. Воду для охолодження фурм подають під тиском 0,8-1,2 МПа. Витрата води розраховують таким чином, щоб перепад температур води на вході і виході не більше 30°C , для запобігання випаданню з води солей жорсткості. Стійкість головок фурм становить 50-150 плавов.

Строк служби головки часто визначається прогаром центральній частині зовнішньої тарілки і розпалом вихідних кромек сопел. У першому випадку необхідно поліпшити охолодження центральній частині тарілки шляхом вдосконалення конструкції розподільника, що направляє сюди воду, а також підвищенням тиску і витрати води. Підвищенню стійкості сприяє пристрій виїмки в центральній частині тарілки. Розпал вихідних кромек сопел вказує на те, що при даних тиску і витраті кисню великий діаметр вихідного перетину сопел. Струмінь кисню при цьому розширюється в соплі і відривається від його стінок, а в утворені зони розрідження засмоктуються краплі металу, що викликають знос крайок. У зв'язку з цим слід зменшувати вихідний перетин сопел, щоб киснева струмінь не повністю розширювалася в соплі. В даний час успішно конструюють і експлуатують фурми з числом сопел від чотирьох до шести. При семи і більшій кількості сопел складна по конструкції головка швидко руйнується під впливом термічних напружень. Оскільки збільшення числа сопел дозволяє проводити продування без викидів при підвищенні витрати кисню, розробляють і випробують головки з числом сопел, що перевищують шість-сім.

Основні розміри сопел Лавалю визначають розрахунком, так щоб вони забезпечували надзвукову (~ 500 м / с) швидкість витікання кисню; для цього тиск кисню перед соплом має бути 1,0-1,2 МПа і більше [3].

3.8 Футеровки кисневих конвертерів

Футеровку кисневих конвертерів виконують двошарової з робочого і арматурного шарів і рідше - тришарової, коли між ними є проміжний шар з вогнетривкої зі спокійної маси. В даний час застосовують двошарову футеровку. Примикає до кожуха шар називають арматурним; він знижує теплові втрати і захищає кожух в разі прогара робочого шару футеровки. Товщина арматурного шару становить 110-230 мм, зазвичай його викладають з хроміту-періклазової або періклазової (магнезитової) цегли в один ряд, а арматурний шар днища - в два і більше рядків.

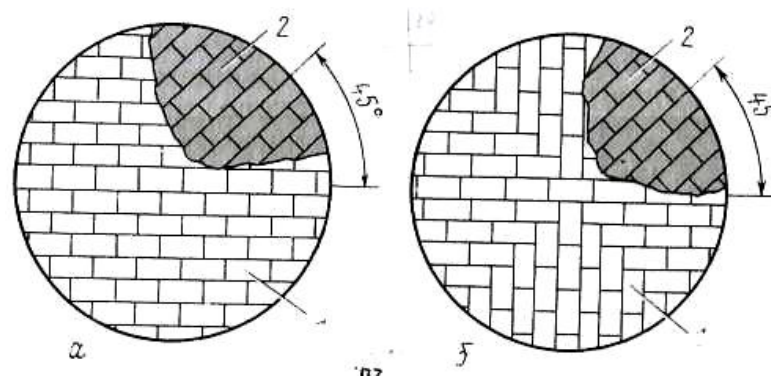
Робочій шар товщиною 500-900 мм виконують з безвипалювальних і іноді інших вогнетривів, застосовуючи цеглу великих розмірів - блоки. На конвертерах малої місткості кладка може виконуватися в один ряд, а на конвертерах великої місткості - в два ряди з перев'язкою цих рядів. Футеровку робочого шару горловини часто виконують комбінованої - низ з безвипалювальних, а кілька верхніх рядів з періклазохромітової або хромітоперіклазової цегли, оскільки останні мають кілька більш високою міцністю при високих температурах, ніж безобпалювані вогнетриви, і краще протистоять хіміко-ерозійному впливу потоку газів, що відходять з завислими в ньому частками пилу. Для робочого шару льотки застосовують спеціальні льоточні блоки з плавленого периклазу, що мають наскрізний круглий отвір діаметром до 180 мм і іноді періклазохромітові блоки.

При футеровці конвертерів з невід'ємним днищем спочатку виконують кладку арматурного і робочого шарів днища, потім циліндричної частини і далі горловини. Перед укладанням арматурного шару для вирівнювання внутрішньої поверхні корпусу на нього наносять тонкий шар зі спокійної або смолоперіклазової маси (предарматурний шар) .

Футеровку днищ глухонних конвертерів виконують декількома способами:

- 1) два ряди хромітоперіклазової цегли, що укладаються на торець всуху і потім робочий шар в один ряд з безвипалювальних виробів, що укладаються на торець; 2) два ряди шамотної цегли на плашку всуху або на розчині, ряд періклазової цегли на плашку і ряд цього ж цегли на торець на розчині або всуху і потім робочий шар з одного-двох рядів виробів, що укладаються на торець. І один ряд на плашку і два ряди на торець з хромітоперіклазової цегли насуху і потім робочий шар в один ряд з

виробів, що укладаються на торець. Цеглини в кожному ряду викладають вперевязку («паркетна перев'язка») паралельно розташованими рядами (рис. 3.5, а), або хрестоподібно, з розташуванням рядів під прямим кутом (рис. 3.5, б). Напрямок кладки цегли в наступному ряду зміщують щодо попереднього на 45° навколо вертикальної осі. Кладку арматурного шару циліндричної частини і горловини виконують з хромітоперіклазової або періклазової цегли в один ряд вперевязку, так щоб не збігалися вертикальні шви, зазвичай - всуху і рідше - на розчині. Кладку арматурного шару зазвичай ведуть з випередженням кладки робочого шару на два-три ряди.



1 - вище розміщений шар; 2 - нижній шар кладки

Рисунок 3.5 – Кладка паралельними рядами (а) і хрестоподібна (б)

Робочій шар циліндричної частини виконують з більшомірної цегли (блоків) найчастіше в два ряди з перев'язкою рядів. Останнє досягається укладанням в цих рядах блоків різної довжини. Робочий шар горловини викладають в один ряд або з безвипалювальних вогнетривів, або комбінованим - нижні ряди з безвипалювальних блоків, а верхні - з періклазохромітової цегли. Кладку робочого шару циліндричної частини і горловини ведуть, укладаючи блоки кільцями і іноді по спіралі.

При кладці арматурного шару насухо зазори між цеглинами засипають періклазовим порошком або порошком на основі MgO і Cr_2O_3 з розміром зерен <1 мм. У кладці арматурного шару і робітника, якщо його виконують з обпаленої цегли на основі MgO і Cr_2O_3 , роблять температурні шви, встановлюючи прокладки з толі або картону товщиною 1-1,5 мм (в циліндричної частини конвертера їх укладають через п'ять рядів цегли по висоті і через 5-10 цегли в кожному ряду; в днище дещо частіше). Робочий шар з безвипалювальних вогнетривів викладають без температурних

швів з щільною підгонкою блоків. Зазори в окремих місцях між робочим і арматурним шарами заповнюють зі спокійної або смолоперіклазової маси.

Від'ємні днища футерують окремо від конвертера. У вставних днищ арматурний шар виконують з двох рядів хромітоперіклазової цегли, робочий шар - в один ряд з безвипалювальних вогнетривів або хромітоперіклазових; кладку ведуть так само, як і кладку невід'ємних днищ. Щоб уникнути обвалення крайніх рядів кладки, їх обв'язують зовні проволокою.

У приставних днищ арматурний шар роблять з трьох-п'яти рядів хромітоперіклазової або періклазової цегли з їх укладанням на ребро або плашку, на плашку зазвичай викладають нижні ряди. Робочий шар виконують в один ряд з блоків, що укладаються на торець. Після приєднання днища до конвертера стик заповнюють смолоперіклазовою масою.

При футеровці днищ, призначених для подачі газів в конвертер знизу, спочатку викладають арматурні ряди, потім встановлюють фурмені пристрої (блоки); патрубки фурмених блоків пропускають через отвори, висвердлених в цеглі арматурних шарів. Потім заповнюють простір між фурменими блоками, причому спочатку викладають зони близько фурмених блоків, а потім інші ділянки. Товщина швів між цеглинами або блоками не повинна перевищувати 1 мм; при необхідності вогнетриви піддають різанні, такі вогнетриви забороняється ставити у фурмених блоків.

При футеровці льотки її кожух зсередини обкладають шаром азбесту, потім кладуть арматурний шар в один-два ряди з хромітоперіклазової або періклазової цегли. Леточні блоки з плавленого периклаза встановлюють, насаджуючи на металеву трубу, яка прикріплюється до фланця льотки. Простір між блоками і арматурним шаром набивають смолоперіклазовою масою або масою з періклазового порошку, зачиненого 25%-ним водним розчином сірчаноокислого магнію. Зазор між леточними блоками і робочим шаром футеровки конвертера заповнюють смолоперіклазовою масою [4].

3.9 Розрахунок профілю робочого простору конвертера

Усі кисневі конвертори проектується симетрично відносно вертикальної осі форми. Верхню частину – конічною, середню – циліндричною, нижню – сферичною

з радіусом більшим, ніж діаметр циліндричної частини. Така конструкція донної частини робочого простору утворює сприятливі умови для циркуляції металу під час дуття та запобігає формуванню застійних зон.

Знайдено [3], що між параметрами дуттєвого режиму і розмірами робочого простору існує залежність. Основною характеристикою, яка впливає на конструкцію робочого простору є глибина ванни рідкого металу у спокійному стані, яку ми розрахуємо при допомозі рівняння (3.1):

$$h_0 = kW^{0.5} \rho^{0.1} \cdot \left(\frac{G \cdot i}{n}\right)^{0.3}, \quad (3.1)$$

де h_0 – глибина ванни рідкого металу у спокійному стані, м;

k –емпіричний коефіцієнт, який дорівнює 0,0143;

i –інтенсивність дуття, м³/т·хв.;

n – кількість сопел у наконечнику фурми;

W –швидкість кисню на виході із сопла фурми, м/сек.;

ρ - щільність кисню на виході із сопла фурми, кг/м³.

Як видно з рівняння, глибина ванни залежить не тільки від місткості конвертера, але і від інтенсивності продувки, конструкції фурми і швидкості витікання і щільності кисню на виході із сопла. Таким чином, розрахункові профілю конвертера повинний передувати розрахунок кисневої фурми при заданих інтенсивності продувки і кількості сопел.

Раніше було сказано, що глибина ванни металу в спокійному стані h_0 є найважливішим параметром робочого простору конвертера і може бути розрахована по формулі (3.1). Тоді, вважаючи, що днище конвертера має сферичну поверхню з радіусом $R_{кр} > D_{ц}$, де $D_{ц}$ - діаметр циліндричної частини робочого простору, можна визначити $D_{ц}$ з геометричних побудов (рис. 3.1), не прибігаючи до статистичних залежностей.

Позначимо V_v , $V_{ц}$, $V_{сф}$ відповідно обсяг ванни, циліндричних і сферичної її частин. Тоді можна записати:

$$V_v = V_{ц} + V_{сф}, \quad (3.2)$$

$$V_{\epsilon} = \frac{G}{\rho}, \quad (3.3)$$

$$V_u = \frac{\pi D_u^2}{4} \cdot h_u, \quad (3.4)$$

$$V_{c\phi} = \pi h_{c\phi}^2 \cdot \left(R_{c\phi} - \frac{h_{c\phi}}{3} \right), \quad (3.5)$$

де h_u і $h_{c\phi}$ – висота циліндричної та сферичної частин спокійної ванни h_0 .

З останніх співвідношень знаходимо, що при $R_{c\phi} = 1,75D_u$

$$h_{c\phi} = 0,0725D_u \quad (3.6)$$

З (3.1), використовуючи (3.2), (3.3), (3.4), (3.5) одержимо:

$$\frac{G}{\rho} = 0,785 \cdot h_0 \cdot D_u^2 - 0,28 \cdot D_u^3. \quad (3.7)$$

А потім остаточне рівняння для визначення D_u при заданій величині G і відомій глибині ванни в спокійному стані h_0 :

$$D_u^3 - 28,01 \cdot h_0 \cdot D_u^2 + 5,095 \cdot G = 0 \quad (3.8)$$

Рівняння (3.8) може бути вирішене методом підбора або з використанням пакета програм MATHCAD. По номограма визначаємо D_u по відомим G і h_0 .

Також для знаходження D_u можна користуватися рівнянням:

$$D_u = 0,83 \cdot G^{0,36} = 0,83 \cdot 300^{0,36} = 6,47 \quad (3.8a)$$

Після визначення D_u інші параметри робочого простору можна визначити по відомих співвідношеннях.

1. Обсяг робочого простору, m^3 :

$$V_{pn} = G \cdot V_{y\phi} = 300 \cdot 0,87 = 261, \quad (3.9)$$

де значення $V_{y\phi}$ прийнято з літератури.

2. Діаметр горловини конвертора, м:

$$D_z = (0,45 \dots 0,5) \cdot D_u = 0,5 \cdot 6,47 = 3,235. \quad (3.10)$$

3. Висота та обсяг конічної частини конвертера, м:

$$h_z = \frac{D_u - D_z}{2 \operatorname{tg} \alpha} = \frac{6,47 - 3,235}{2 \cdot 0,577} = 2,8, \quad (3.11)$$

$$V_z = \frac{1}{3} \cdot \pi \cdot h_z \cdot (R_z^2 + R_z \cdot R_u + R_u^2) = \frac{1}{3} \cdot 3,14 \cdot 2,8 \cdot (1,6175^2 + 1,6175 \cdot 3,235 + 3,235^2) = 53,67,$$

де α - кут нахилу твірної конуса до вертикалі (рекомендується 25-30°).

4. Обсяг сферичної частини конвертера, м³:

$$V_{сф} = \pi \cdot (0,075 \cdot D_u)^2 \cdot \left(1,75 \cdot D_u - \frac{0,075 \cdot D_u}{3}\right) = 3,14 \cdot (0,075 \cdot 6,47)^2 \times \\ \times \left(1,75 \cdot 6,47 - \frac{0,075 \cdot 6,47}{3}\right) = 8,25. \quad (3.12)$$

5. Об'єм циліндричної частини конвертера, м³:

$$V_u = V_{pn} - (V_z + V_{сф}) = 261 - (53,67 + 8,25) = 199,08. \quad (3.13)$$

6. Висота циліндричної частини конвертера, м:

$$H_u = \frac{4 \cdot V_u}{\pi \cdot D_u^2} = \frac{4 \cdot 199,08}{3,14 \cdot 6,47^2} = 6,06. \quad (3.14)$$

7. Висота робочого простору конвертера, м:

$$H_{pn} = h_{сф} + H_u + h_z = 0,49 + 6,06 + 2,8 = 9,35. \quad (3.15)$$

8. Питома поверхня ванни, м²/т:

$$S = \frac{\pi \cdot D_u^2}{4 \cdot G} = \frac{3,14 \cdot 6,47^2}{4 \cdot 300} = 0,11. \quad (3.16)$$

9. Висота умовно вільного обсягу конвертера:

$$H_y = H_{pn} - h_o = 9,35 - 1,65 = 7,7. \quad (3.17)$$

10. Обсяг корпусу конвертера, м³:

$$V_{ко} = 1,8 \cdot V_{pn} = 1,8 \cdot 261 = 469,8, \quad (3.18)$$

11. Товщина футеровки у циліндричній частині конвертера, м:

$$t_y = 0,142 \cdot \sqrt[3]{G} = 0,142 \cdot \sqrt[3]{300} = 0,95. \quad (3.19)$$

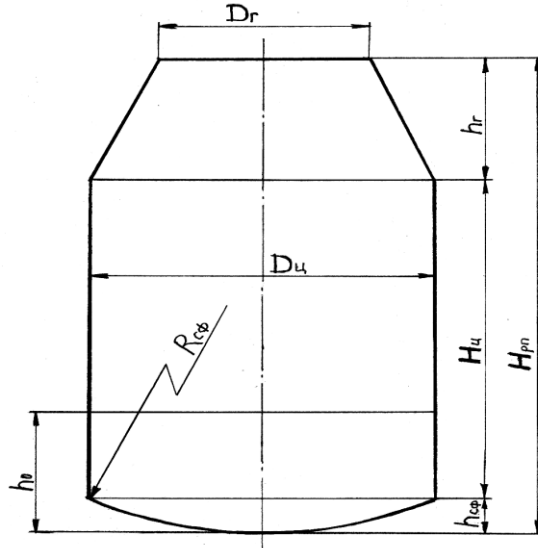


Рисунок 3.6 - Робочий простір конвертера

12. Товщину футеровки горловини, м:

$$t_k = t_y - 0,15 = 0,95 - 0,15 = 0,8. \quad (3.20)$$

13. Товщина футеровки днища, м:

$$t_d = t_y + 0,125 = 0,95 + 0,125 = 1,075. \quad (3.21)$$

14. Товщина корпусу конвертера, м:

$$\delta = 0,015 \cdot \sqrt[3]{G} = 0,015 \cdot \sqrt[3]{300} = 0,1. \quad (3.22)$$

15. Зовнішній діаметр конвертера, м:

$$D_k = D_u + 2t_y + 2\delta = 6,47 + 2 \cdot 0,95 + 2 \cdot 0,1 = 8,57. \quad (3.23)$$

16. Повну висоту конвертера, м:

$$H_n = H_{pn} + t_d + \delta = 9,35 + 1,075 + 0,1 = 10,525. \quad (3.24)$$

17. Діаметр сталевипускного отвору, м:

$$d_0 = 0,1 + 0,00033 \cdot G = 0,1 + 0,00033 \cdot 300 = 0,199. \quad (3.25)$$

4 ТЕХНОЛОГІЧНІ ОСОБЛИВОСТІ ВИПЛАВКИ СТАЛІ ЗІ ЗНИЖЕНИМ ВМІСТОМ СІРКИ

4.1 Вплив сірки на якість сталі

Сірка і залізо утворюють три хімічні сполуки: FeS , Fe_2S_3 і FeS_2 . Діаграма стану сплавів Fe-S наведена на рисунку 4.1. З діаграми випливає, що розчинність сірки в твердому залізі мала, а в рідкому - необмежена, що є причиною високої схильності її до ліквації в злитках. В γ -Fe при 1365°C розчиняється 0,050-0,055% S (по масі).

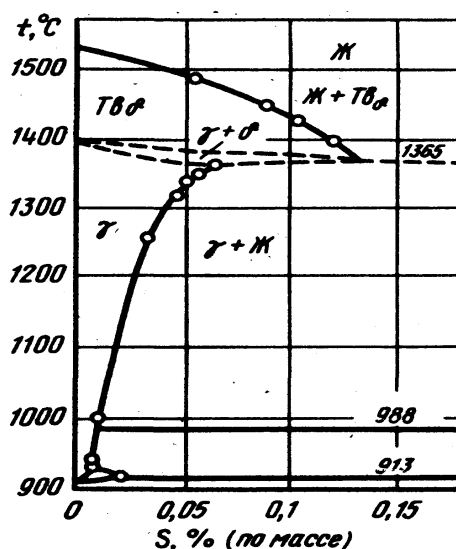
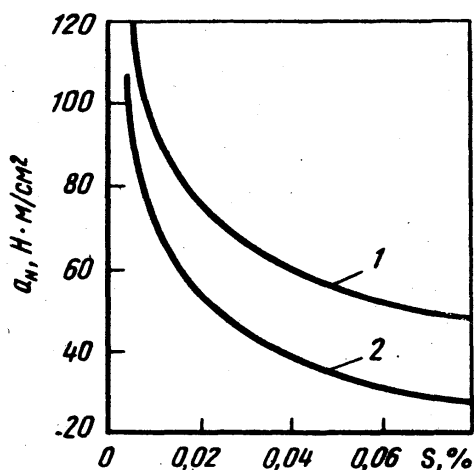


Рисунок 4.1 – Діаграма стану сплавів системи Fe-S

Зі зниженням температури розчинність сірки в γ -Fe зменшується до 0,031% (1200°C), 0,021% (1110°C) і 0,013% (1000°C). Надмірна кількість сірки, нерозчинної в γ -Fe, залишається в рідкій фазі, а FeS з температурою плавлення 1130°C утворює з залізом евтектику, що плавиться при 988°C . Рідка фаза розташовується по межах зерен металу, що є причиною червоноламкості сталі при гарячій пластичній деформації. При вмісті сірки в залізі нижче 0,01% усувається явище червоноламкості, так як в цьому випадку вся сірка знаходиться в твердому розчині γ -Fe, а не у вигляді рідкої фази на межі зерен.

Дані численних досліджень показують різке поліпшення службових властивостей сталі при зниженні в ній сірки. А.А. Байков ще в 30-х роках опублікував результати хімічного аналізу зразків добре зберігся металу, який знаходився під водою

більше 160 років. Виявилося, що вміст сірки в зразках цього металу становила 0,003-0,015%. В роботі [12] показано поліпшення ударної в'язкості сталі 17ГС в залежності від вмісту сірки (рис. 4.2), а в роботі [13] - вплив сірки на міцність, пластичність і ударну в'язкість гарячекатаних термічно зміцнених листових сталей 09Г2С і 16ГС, які призначені для зварних конструкцій. Так, при зниженні вмісту сірки з 0,018-0,021 до 0,006-0,007% ударна в'язкість сталі підвищувалася в 1,5-1,7 рази. Після термічного зміцнення (гартування з відпуском) ударна в'язкість при -60°C низькесернистої сталі виявилася в 1,5-2,0 рази вище. За іншими даними [8] зниження вмісту сірки в сталі 08Ю з 0,025 до 0,012% привело до зменшення межі текучості з 225 до 182 МПа і збільшення відносного подовження з 35,0 до 41,5%, а глибини видавлювання по Еріксену - на 10% .



1 - в нормалізованому стані; 2 - після деформаційного старіння

Рисунок 4.2 – Залежність ударної в'язкості сталі 17ГС від вмісту сірки

Зниження вмісту сірки в тонколистовій сталі, призначеної для глибокої витяжки, з 0,025 до 0,010% привело до зменшення твердості і шлюбу з поверхневим дефектам на 30%. Є дані, що трубна сталь з ударною в'язкістю 1700 кДж/м^2 , що отримується на заводах фірми "Nippon Kokan", містить не більше 0,07% S. На заводі фірми "August Thyssen-Hutte" в ФРН встановлено, що кількість поверхневих дефектів на слябах сталі з вмістом сірки більше 0,020% в середньому в два рази вище, ніж на слябах сталі з вмістом сірки 0,010-0,015%. Таким чином, вимоги до вмісту сірки в сталі останнім часом безперервно посилюються, а вивчення особливостей поведінки сірки в залізвуглецевих розплавах приділяється все більша увага.

4.2 Аналіз питання десульфурації чавуну магнієм і вибір найбільш раціонального способу

Магній є прекрасним десульфурантом, утворюючи більш міцний сульфід, ніж залізо. З точки зору мінімального теоретичного витрати, необхідного для зв'язування одиниці сірки, магній стоїть на першому місці в порівнянні з іншими десульфурантами. Є ряд інших переваг при використанні магнію в якості десульфурантів в порівнянні з іншими відомими реагентами. До них відноситься незначна кількість шлаку, що утворюється на поверхні металу, завдяки низькій витраті магнію. Утворений сульфід магнію є дуже міцним з'єднанням, яке завдяки низькій щільності легко видаляється в шлак. Реакція десульфурації чавуну магнієм протікає з виділенням тепла, тому втрати температури металу незначні.

При використанні кускового магнію в якості десульфуранти відсутні виділення шкідливих газів і парів, що не вимагає споруди спеціальних агрегатів для очищення атмосфери. Тому стає зрозумілим те увагу, яка приділяється в останні роки пошуків засобів і способів введення магнію в рідкий метал. Ці операції представляють відомі труднощі, так як, по-перше, магній має низьку щільність, що вимагає створення спеціальних засобів для примусового введення його в чавун. По-друге, низька температура кипіння магнію визначає певні труднощі введення його в залізо-вуглецевих сплави в зв'язку з великим обсягом утворюється пара.

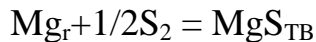
Наприклад, при стандартних умовах (0,1 МПа і 293 К) 1 кг магнію дає пара 22,4: 24,32 = 0,92 м³, де 22,4 - об'єм, який займає 1 кг - молем речовини, м³; 24,32 - атомна маса магнію.

У той же час 1 кг твердого магнію займає обсяг 0,001: 1,74 = 0,00058 м³. Отже, перехід магнію в газоподібний стан супроводжується збільшенням обсягу в 0,92: 0,00058 = 1590 разів. При нагріванні цих парів для температури рідкого чавуну відбувається збільшення їх обсягу в 0,92 (1 + -1400 / 273) / 0,92 = 6,13 рази.

Тому спокійне перебіг процесів випаровування магнію можливо в цих умовах тільки при створенні захисних пристосувань, що дають можливість розтягнути процес випаровування магнію в часі. В системі MgS відомий один сульфід магнію MgS,

що представляє собою сірurato-білий порошок Щільністю $2,86 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$ з температурою плавлення понад 2273 К . MgS бурхливо реагує з водою, при високій температурі взаємодіє з киснем.

Для реакції



$$\lg K_p = 28874,4/T - 10,748 - 0,6885M_0 - 0,0305 M_1 + 0,0865 M_2,$$

$$\text{а } \Delta G^0_{1800\text{К}} = -206,328 \text{ кДж/г-ат сірки.}$$

При введенні магнію в рідкий метал процес видалення сірки відбувається за схемою $\text{Mg}_r + [\text{S}] = \text{MgS}_{\text{ТВ}}$. При вмісті $0,05\% \text{ S}$

$$\lg K_p = -\frac{16190,4}{T} 1,5604 + 0,6884M_0 - 0,0305M_1 + 0,0865M_2,$$

$$\text{а } \Delta G^0_{1800\text{К}} = -279,953 \text{ кДж/г-ат сірки.}$$

Для взаємодії 1% -ного розчину сірки в рідкому залозі з вводиться в нього магнієм $K_p = 5,6197$, а $\Delta G^0_{1800\text{К}} = -193,758 \text{ кДж/г-ат сірки}$.

Однак розраховані термодинамічні параметри процесу не можуть бути поширені для випадку обробки металу в ємності, так як умови випаровування магнію, який міститься на певну глибину від поверхні, будуть відрізнятися від стандартних. Реальне значення ізобарного потенціалу реакції в цьому випадку дорівнюватиме

$$\Delta GT = \Delta G^0_T - RT \ln P_{\text{Mg}},$$

де $P_{\text{кл}}$ - тиск пари магнію, Па.

Константа рівноваги реакції десульфурзації

$$K_p = \frac{a_{\text{MgS}}}{P_{\text{Mg}} a_{\text{S}}} = \frac{a_{\text{MgS}}}{p_{\text{Mg}} [S] f_{\text{S}}}.$$

Відомо, що температура кипіння металу збільшується з підвищенням тиску. Тому, знаючи глибину занурення магнію, можна визначити температуру початку переходу його в пароподібний стан. Результати цих розрахунків наведені на рисунку 4.3.

Очевидно, що чим менше різниця між температурою оброблюваного чавуну і температурою кипіння магнію, тим спокійніше пройде обробка чавуну. Менше буде піроефект і вище ступінь використання магнію.

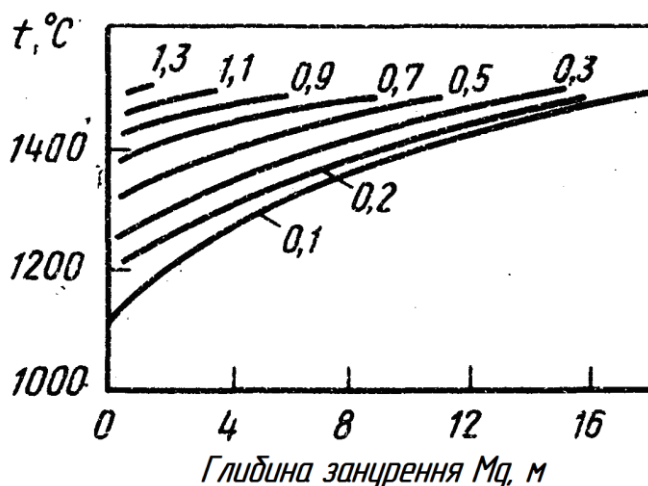


Рисунок 4.3 – Залежність температури кипіння магнію від глибини його занурення (цифри на кривих відповідають тиску парів магнію, МПа)

При неможливості занурення магнію на велику глибину, температуру його кипіння можна підвищити збільшенням тиску над поверхнею металу з тим, щоб в процесі обробки повністю виключався піроефект. Магній утворює кілька стійких з'єднань з елементами, що входять до складу чавуну. При взаємодії з киснем утворюється стійка окис магнію по реакції $Mg_{\Gamma} + 1/2O_2 = MgO_{\text{ТВ}}$, ізобарний потенціал якої виражається рівнянням:

$$\Delta G^{\circ} = -177300 + 50,15 T.$$

Залежно від температури ΔG° внести такі зміни:

T, К	1500	1800	2000
- ΔG°_T кДж/г-атMg.	427,368	364,377	322,384

Температура плавлення MgO становить 3073 К, а щільність $3,07 \cdot 10^3 - 3,2 \cdot 10^3$ кг/м³. Висока спорідненість магнію до кисню призводить, в разі повільного відведення утворюється при окисленні тепла, до самозаймання магнію на повітрі навіть при звичайній температурі. Тому при зберіганні магнію необхідно ретельно дотримуватися протипожежні правила.

Менша міцність сульфїду магнію в порівнянні з його оксидом свідчить про можливість протікання реакції $MgS + 1/2O_2 = MgO + 1/2S_2$.

Ця реакція може протікати в конвертері при продуванні ванни киснем, коли з поверхні заливається чавуну (попередньо десульфурованого магнієм) недостатньо

ретельно скачав шлак. Ось чому процесу видалення шлаку з поверхні чавуну після десульфурації його магнієм приділяється велика увага.

Перші досліди із застосування магнію для обробки чавуну, що випускається з доменних печей, відносяться до початку 60-х років. Дуже багато і плідно працював над застосуванням магнію в якості десульфуранти на ДМК І.Г. Половченка, що випробував більше 20 способів присадок магнію в чавун. Зокрема, був випробуваний спосіб десульфурації чавуну в 60-т ковшах рідким магнієм, який розплавляють і перегрівався до 750 ° С в атмосфері інертного газу. При витраті магнію 0,05% ступінь десульфурації становила 45-50%, а при витраті його 0,1 -0,12% - 90%.

Введення твердого магнію здійснювали за допомогою спеціального пристосування церковного типу, завдяки чому магній плавився на глибині 1,5 м. Разова порція магнію зазвичай становила 13-17 кг. При необхідності глибокої десульфурації камеру опускали в чавун кілька разів. У таблиці 4.1 наведені деякі результати десульфурації чавуну при застосуванні твердого магнію.

Таблиця 4.1 – Результати десульфурації чавуну твердим магнієм

Витрата Mg кг / т чавуну	Тривалість про- цесу, хв	Вміст S,%		Ступінь десульфурації, %
		До обробки після обробки		
0,380	5,0	0,071	0,035	69,8
0,592	3,1	0,030	0,018	74,3
0,595	2,8	0,070	0,012	82,9
0,640	-	0,070	0,009	78,6
0,660	2,5	0,142	0,030	82,4
0,688	-	0,170	0,039	74,8
0,750	5,6	0,155	0,013	81,7
0,788	3,8	0,071	0,012	70,0
1,030	5,4	0,096	0,014	85,4
1,080	6,0	0,102	0,01	92,0

Незважаючи на позитивні результати, цей спосіб не знайшов широкого поширення в промислових масштабах на ДМК, тому що не були знайдені досить надійні і безпечні методи введення великої кількості магнію в чавун. Однак можна з упевненістю сказати, що експерименти на ДМК заклали основу для широких пошуків безпечних шляхів обробки великих мас чавуну на металургійних заводах за допомогою магнію.

В наступних дослідах на Донецькому металургійному заводі використовувався кусковий магній (подрібнені чушки), який перед зануренням в метал покривали

спеціальної обмазкою (45% гончарної глини, 45% деревної тирси і 10% рідкого скла), що слугувала для гальмування випаровування магнію. Вже через рік, після цих вдалих дослідів, на заводі була побудована спеціальна установка з проектною продуктивністю 200 тис. т на рік. Розроблена технологія полягала в наступному. Паці металевого магнію масою 8-9 кг дробили на шматки масою 1 кг, які потім обмазували теплоізоляційної обмазкою з товщиною шару 20 мм. Тинк піддавали сушці до повного видалення вологи, після чого шматки магнію завантажували в кошики з металевого дроту, що поміщаються в випарник. Загальна маса магнію в випарнику становила близько 10-12 кг. Число порцій магнію на один ківш визначали виходячи з початкового вмісту сірки в чавуні і необхідного ступеня десульфурації. Випарник був обмазану стрічковою масою армовану трубу з щілинами у верхній частині для виходу парів магнію. Його кріпили в штанзі, яку за допомогою рейкової передачі опускали в чавун на глибину 1,5 м [16].

Недоліки зазначеного способу полягали в необхідності дроблення чушок магнію, їх обмазки і сушки, а також у відсутності надійних засобів гальмування процесу випаровування, що не давало можливості повністю використовувати ємність чавуновозних ковшів.

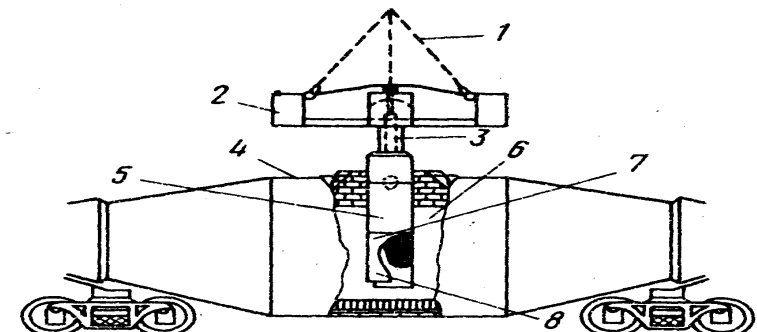
Надалі спосіб обробки чавуну магнієм був удосконалений за допомогою застосування цілих злитків, укладених в металеву оболонку, що дозволило підвищити разову порцію магнію за одне занурення [17, 18].

Проведені одночасно з цим удосконалення конструктивного оформлення способу дозволили здійснити масову десульфурацію чавуну на Руставському металургійному заводі [19], хоча слід зазначити, що недоліки застосування чистого магнію, пов'язані з бурхливим характером його випаровування, подолати не вдалося.

Технологія виробництва магнієвого коксу полягає в наступному. У рідкий, перегрітий до температури 900-950 ° С магній на 3-5 хв опускають кошика з коксом. Температуру магнію після закінчення цього часу знижують до 670-700 ° С, кошики з коксом витягають і засипають їх коксової пилом, для запобігання окислення магнію. Магнієвий кокс виробляє фірма American Cast pine Co АСІРСО у вигляді блоків масою 45-160 кг, що містять 40-45% Mg. Блоки магнієвого коксу занурюють в чавун за

допомогою дзвону, виготовленого з карбіду кремнію і глиноземистого огнеупора або задають на дно чавуновозних ковшів перед випуском металу.

Схема установки для десульфурації чавуну магнієвим коксом на рисунку 4.4, а результати десульфурації в таблиці 4.2.



1 - чотирьохходовий ланцюгової підйомник; 2 - сталевий баласт; 3 - сталевий вал; 4 - сигароподібний чавуновоз міксерного типу; 5 - графітовий стержень; 6 - чавун; 7 - магнієвий кокс; 8 - графітовий дзвін

Рисунок 4.4 – Схема установки для десульфурації чавуну магнієвим коксом

Таблиця 4.2 – Результати десульфурації чавуну за допомогою магнієвого коксу

Завод, фірма	Вміст S_v чавуні, %		Витрата магнієвого коксу, кг/т чавуну	Ступінь використання Mg, %
	до обробки	після обробки		
Sparrows Point	0,025	0,006	1,35	59
Gadsden, Republic Steel	0,048	0,024-0,030	0,75-1,08	25-47
Cleveland, Gones Langhlin	0,050	0,025-0,030	0,63	67-84
Dofasko	0,043	0,018-0,010	0,85	49-68
Algoma	0,040	0,020	1,0	52

До недоліків способу слід віднести трудомісткість виготовлення реагенту і низьку стійкість дзвонів, яка становить не більше 50 занурень.

Канадська фірма Chromasco виробляє магнієвий доломіт, що представляє собою спресовані брикети циліндричної форми діаметром 40 мм і висотою 100 мм, що містять 60% Mg і 40% доломіту. Результати використання цього реагенту при примусовому зануренні в пристрої дзвоного типу: вміст сірки в чавуні до обробки 0,042%, після обробки 0,019%; витрата магнієвого доломіту 0,98 кг / т чавуну; ступінь використання магнію 29,6%. Показники десульфурації можна поліпшити, якщо одночасно з магнієвим коксом здійснити вдування нейтрального газу через пористі пробки і продовжити його ще протягом 6 хв. після закінчення випаровування магнію.

Результати десульфурації чистим магнієм: вміст сірки в чавуні до обробки 0,047%, після обробки 0,023%; витрата магнію 0,39 кг / т чавуну; ступінь десульфурації 51%; ступінь використання магнію 46%; ступінь заповнення ковша 0,66.

Організація позадоменної обробки дозволила різко збільшити частку товарного чавуну I і II категорії. Зниження вмісту сірки в обробленому чавуні за даними спостережень за результатами десульфурації 800 тис. т чавуну склало 0,023%, що дало можливість зменшити його у всьому виплавляти цехом чавуні на 0,005%.

Три установки подібного типу побудовані на металургійному заводі "Криво-ріжсталь", де в якості реагенту в перший час використовували чистий зливковий магній, що піддається перед зануренням в метал вогнетривкої обмазці, який згодом був замінений пасивувати магнієм.

Розроблена технологія виробництва пасивованого магнію полягає в заливці рідким магнієм міжкускових пустот нейтрального наповнювача на спеціально побудованому ділянці, що входить до складу ливарного цеху заводу [20-22]. При цьому досягається збільшення теплового опору злитка і сповільнюється процес його випаровування в рідкому чавуні до величини <0,2кг магнію в секунду, що дає можливість повністю використовувати ємність чавуновозних ковшів, ліквідувати піроефект, втрати чавуну в скрап, а також збільшити ступінь використання магнію.

Відомо, що величина вільного обсягу шару від середнього діаметра шматків виражається залежністю:

$$E = 0,30 * d_{CP}^{0,17}$$

де E - обсяг міжкускових пустот м³/м³; d_{ср}^{0,17} - середній розмір шматків, мм.

У разі заливки магнієм міжкускових пустот об'ємний вміст його в зливку не менше величини вільного об'єму і визначається виразом (рис 4.5):

$$E = 0,275 * d_{CP}^{0,17}$$

Тоді ступінь пасивації П може бути виражена як:

$$П = (1 - 0,275) * d_{CP}^{0,17} * 100$$

Встановлено, що найкращі результати досягаються при використанні наповнювача фракції 30-35 мм [23], що забезпечує ступінь пасивації не менше 50% (рис. 4.6).

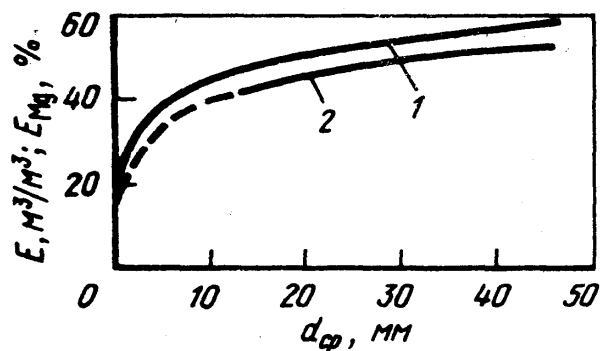


Рисунок 4.5 – Вплив фракційного складу наповнювача (середнього діаметру шматків) на вільний обсяг шару (1) і об'ємний вміст магнію (2)

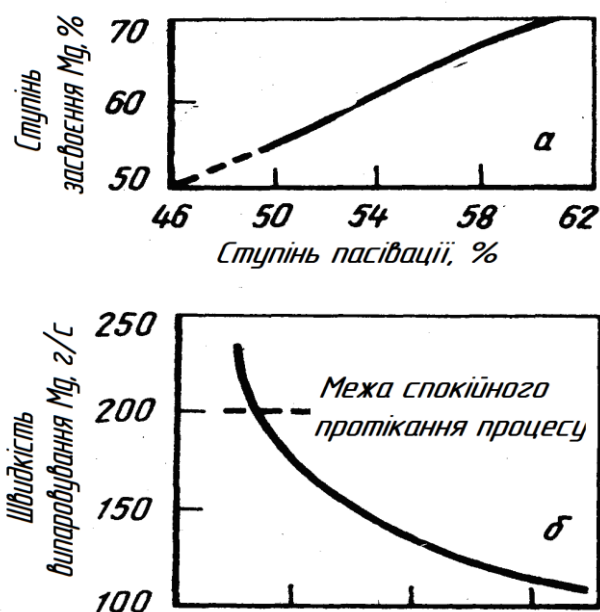


Рисунок 4.6 – Вплив ступеня пасивації магнію на ступінь його засвоєння (а) і швидкість випаровування (б)

Схеми виробництва пасивованого магнію (рис. 4.7) передбачає подачу на завод сировини (зливкового магнію, магнієвого брухту, кускового наповнювача і карналітового флюсу), його підготовку, плавлення і розливання магнію під шаром карналітового флюсу на круговому конвеєрі, прибирання та транспортування готової продукції до місця споживання.

Ділянка для виробництва пасивованого магнію розрахований на виробництво 1500т в рік по чистому магнію. При заміні чистового злиткового магнію на злитки, отримані з магнієвого брухту і відходів [24], їх вартість зменшиться.

При роботі на чистому зливковому магнії ступінь його використання був низьким (54%), а чавуновозні ковші можна було заповнювати тільки на 50-60% у зв'яз-

ку з бурхливим процесом випаровування магнію в рідкому чавуні (0,250-0,300 кг / с). Тим часом, позадоменна десульфурація дозволила скоротити тривалість доведення плавки в мартенівських печах на 14,9%, знизити витрату феромарганцю на 6,6% і значно зменшити шлюб на першому переділі.

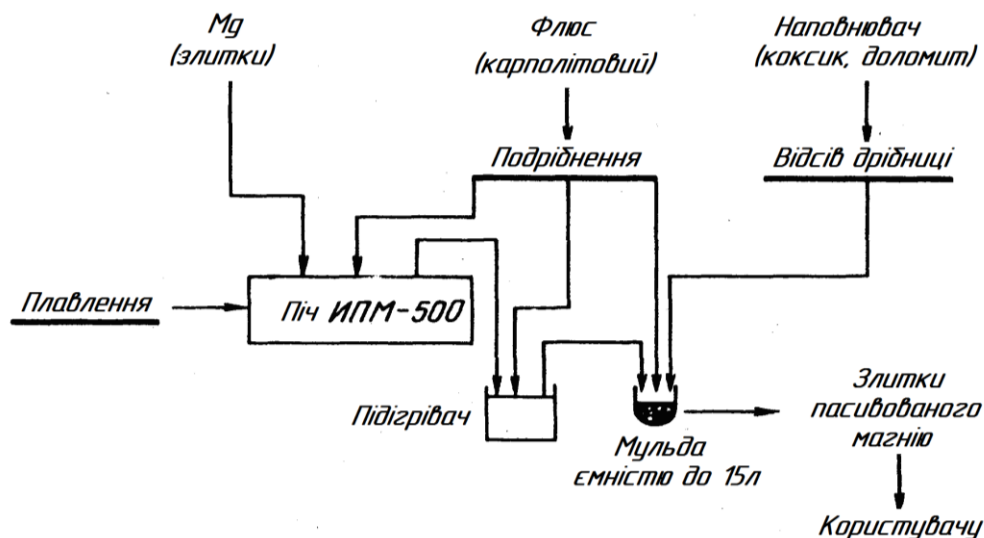


Рисунок 4.7 – Схема виробництва пасивованого магнію

Показники обробки чавуну різними реагентами представлені в таблиці 4.3.

Таблиця 4.3 – Основні показники десульфурації чавуну за допомогою різних реагентів

Реагент	Маса чавуну, підданого десульфурації, т	Вміст сірки (% / т)		Кількість вилученої сірки, т	Витрата магнію, т / кг / т чав.	Ступінь використання магнію, %
		До обробки	після обробки			
ЧСМ	401000	0,065/261	0,035/140	121	168/ 0,42	54,0
ЧСМ+ПМ	2088155	0,058/1211	0,035/731	480	668/ 0,32	54,6
ПМ	2649966	0,054/4352	0,027/1718	2634	2432/ 0,34	62,7

Примітка: ЧСМ - чистий зливковий магній; ПМ - пасивований магній

Баланс сірки в чавуні при використанні злиткового і пасивованого магнію характеризується наступними даними.

В чавуні з доменної печі містилося 0,062 S (що склало 14300 т), на установках УДЧ було видалено 15,5% приходу, в тому числі з чавуну для сталеплавильного переділу - 13,0% і з товарного 2,5%. Всього в чавуні для сталеплавильного переділу залишилося 11767,6 т сірки (82,3%), а в товарному - 313,6 т сірки (2,2%). Це відповідає зниженню вмісту сірки у всьому, чавуні сталеплавильного переділу з 0,062 до

0,056%, а в чавуні, що надходить на розливні машини, - з 0,057 до 0,028% Результатом дослідження впливу десульфурації чавуну на показники мартенівської плавки за умови ретельного скачування утворився шлаку наведені в таблиці 4.4.

Таблиця 4.4 – Технологічні показники роботи 650-т мартенівської печі при використанні обробленого (в чисельнику) і звичайного (в знаменнику) чавуну

Сталь	тривалість доведення і розкислення, хв.	Витрата вапна, т	Вміст сірки, %		
			В чавуні	По розплавленню	У готовій сталі
Катана	121/178	12,9/16,9	0,029/0,059	0,041/0,053	0,026/0,027
35-55	91/155	6,05/12,7	0,031/0,057	0,039/0,047	0,025/0,030

При десульфурації чавуну зменшується витрата вапна, скорочується тривалість плавки і знижується вміст сірки в готовому металі.

Покращуються і показники конвертерної плавки при використанні десульфурованого чавуну в порівнянні зі звичайним (табл. 4.5) .

Таблиця 4.5 – Порівняння показників конвертерної плавки на десульфурованому і звичайному чавуні

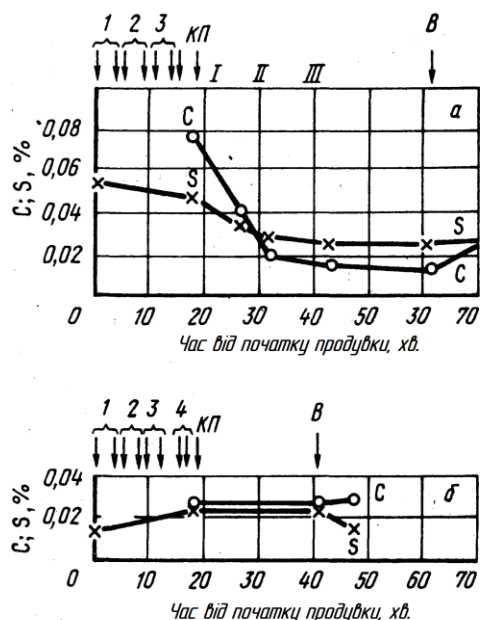
Показник	Чавун	
	Після обробки	Без обробки
Вміст сірки, %		
в чавуні	0,058	0,026
на першій повалці	0,041	0,030
в готовій сталі	0,026	0,020
Витрата на плавку, т:		
вапна	11,8	10,2
вапняку	1,90	2,45
агломерату	0,24	0,25
плавикового шпату	1,25	0,80

На рисунку 4.8 приведена послідовність операцій типових плавок конструкційної сталі 23Г2А на звичайному і десульфурованому чавуні. У першому випадку для отримання кінцевого вмісту сірки менш 0,030% потрібні були дві додаткові продувки з присадкою вапна і плавикового шпату, а в другому це було досягнуто відразу ж після першої продувки. В результаті знизилася окисленість металу, підвищилася продуктивність конвертерів і їх стійкість. При роботі установок в прийнятому режимі подальше зниження вмісту сірки в міксерах конвертерного цеху можливо

при збільшенні продуктивності установок і глибини десульфурації. Тим більше, що можливість глибокої десульфурації підтверджена багаторічною роботою установок з підвищеною витратою магнію.

4.3 Загальні технологічні особливості отримання сталі в кисневих конвертерах

Найбільш простим і найпоширенішим варіантом конвертерних процесів є проведення плавки в одношлаковому (моношлаковому) режимі. Це можливо при вмісті фосфору в чавуні не більше 0,3%, тобто при переділі низькофосфористих чавунів. У цьому випадку технологічний цикл зазвичай складається з декількох операцій тривалість яких приведена нижче, хв.:



а - на звичайному чавуні: 1 - присадка 4т вапна (В) і 0,5 т плавикового шпату (ПШ); 2 - 4т В та 0,3 т ПШ; 3 - 4т В та 0,4т ПШ; КП - кінець продувки; I - перша продувка, (0,7т ПШ); II - друга продувка (2,5т В та 0,3 т ПШ); III - третя продувка (1т вапняку і 0,4т ПШ); ВП - випуск;

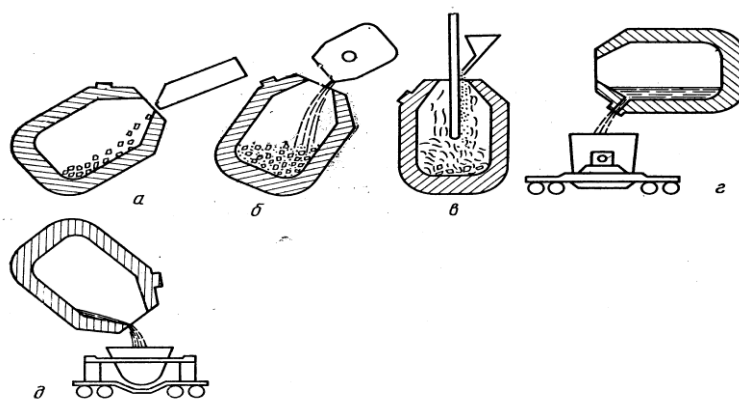
б - на десульфурованому чавуні: 1 - присадка 4т В та 1т агломерату; 2 - 4,0т В; 3 - 1т В та 1т вапняку; 4 - 0,6т ПШ

Рисунок 4.8 – Хід двох плавок конвертерної сталі 23Г2А

Завалка лома	3-4
Заливка чавуна	3-4
Продувка	10-25
Взяття проби, очікування аналізу	3-4
Зливання (випуск) металу	5-10
Зливання шлаку	1-2
Гарячі простой	0-5
Загальна тривалість циклу (плавки)	25-50

Тривалість окремих операцій і циклу (плавки), як правило, не залежить від місткості конвертера. Це пояснюється, перш за все, тим, що плавку ведуть без підведення тепла ззовні. Крім того, при збільшенні місткості конвертера використовують більш досконале обладнання, що дозволяє зменшити тривалість таких операцій, як завалка брухту, заливання чавуну і т. д., і підвищується інтенсивність продувки, тому продуктивність конвертера зазвичай зростає майже в стільки разів, у скільки разів збільшується його ємність.

Робоче положення конвертера при виконанні основних операцій наведені на рисунку 4.9.



а - завалка брухту; б - заливка чавуну; в - продування ванни і подача сипучих;
г - випуск металу; д - зливання шлаку

Рисунок 4.9 – Робоче положення конвертера при виконанні різних операцій

Перед початком кожної плавки здійснюють його шихтовку (планування), тобто визначають оптимальні для даних умов кількості (витрати) чавуну, брухту, шлакоутворюючих матеріалів і кисню, забезпечують після закінчення продувки отримання металу із заданою масою, температурою і концентрацією вуглецю, фосфору і сірки. Зазвичай ці витрати визначають розрахунком за допомогою ЕОМ. При відсутності ЕОМ витрати приймають, виходячи з даних раніше проведених плавок, або визначають спрощеними розрахунками за допомогою таблиць або номограм, складених з урахуванням практики кожного підприємства.

Завалка брухту. Здійснюється в похилому положенні конвертера за допомогою совків, обсяг яких і вантажопідйомність обслуговуючих їхніх кранів приймають такими, щоб весь брухт був поданий в одному совку, тобто завантаження здійснити в один

прийом. Подача брухту в декількох совок збільшує тривалість завалювання і плавки в цілому, отже, знижує продуктивність конвертера. Це спостерігається при переробці дрібного (легкого) непідготовленого брухту. При одночасному споживанні декількох видів брухту, щоб уникнути значного руйнування футеровки, в першу чергу завантажують легкий, а потім пакети і великоваговий. Рівномірний розподіл брухту на днище досягається нахилом конвертера в протилежну від завантаження сторону.

Після завалювання брухту можливе завантаження на нього частини (20-25%) вапна. При необхідності виправити подину конвертера частина вапна може подаватися до завалювання брухту. Для цього конвертер встановлюють у вертикальне положення, оскільки сипучі подають зверху, через спеціальну автоматизовану систему.

Заливка чавуну в необхідній кількості, відомого хімічного складу і температури здійснюється в один прийом за допомогою чавуновозних ковшів відповідної місткості.

Продування є основною технологічною операцією конвертерного процесу, покликаної забезпечити окислювальне рафінування і нагрів металу. Для цього конвертер встановлюють у вертикальне положення, опускають фурму і починають продування. По ходу зазвичай в першій половині продувки подають сипучі матеріали - вапно, плавиковий шпат, боксит, залізорудні або комплексні, попередньо підготовлені шлакоутворюючі матеріали. Ці матеріали вводять порціями не більше 1% маси металу, щоб не викликати переохолодження ванни і порушення нормального ходу плавки. Момент закінчення продувки при ручному управлінні визначають за кількістю витраченого кисню, а при автоматичних системах управління - за результатами прямого або непрямого вимірювання вмісту вуглецю і температури металу в поєднанні з кількістю витраченого кисню, як правило, обробляючи ці дані за допомогою ЕОМ.

Тривалість продувки зазвичай змінюється в межах 10-20 хв. і залежить від питомої інтенсивності продувки, що змінюється в сучасній практиці в межах $2,5-5 \text{ м}^3/(\text{т} \cdot \text{хв.})$, і від питомої витрати кисню на процес, зазвичай становить $45-55 \text{ м}^3/\text{т}$. Характерною особливістю продувки рідкого металу киснем зверху є неминучість інтенсивного випаровування заліза і його оксидів (димовидалення), винесення газами дрібних крапель металу і шлаку, дрібних частинок сипких матеріалів, а також можливість викидів (вилиття через горловину) металу і шлаку. Ці явища ма-

ють негативне значення, оскільки вони призводять до зниження виходу придатного металу, а інтенсивне димоутворення вимагає обов'язкового очищення газів, що відходять. Очищення конвертерного газу представляє складну задачу. По-перше, вміст пилу в газах дуже високий, зазвичай 50- 100 г/м³, а за санітарними нормами допускається за все 80- 100 мг/м³. По-друге, та частина пилу, яка представляє конденсат оксидів заліза (дим), має дуже малі розміри частинок (0,05-1 мкм), що створює великі труднощі в їх уловлюванні. Для забезпечення безперебійної подачі кисню кожен конвертер зазвичай обладнують двома фурмами, одна з яких знаходиться в роботі, а інша в резерві.

Відбір проби металу і шлаку на хімічний аналіз, а також вимірювати температуру металу зазвичай виробляють після закінчення продувки, повернувши (поваливши) конвертер в горизонтальне положення. Основна мета цієї операції - визначити вміст вуглецю і температуру металу. При нормально проведеній продувці ці параметри повинні знаходитися в заданих межах, що встановлюються з урахуванням марки сталі, що виплавляється і способу її розливання. Для досягнення заданих меж вмісту вуглецю і температури необхідно контролювати ці параметри в процесі продувки за допомогою спеціального пристрою (зонда). При відсутності такого пристрою, існують випадки закінчення продувки при значеннях одного з цих або обох параметрів, які не відповідають заданим. Тоді необхідно вживати заходів щодо коригування того чи іншого параметра, враховуючи характер відхилення від норми (табл. 4.6).

Таблиця 4.6 – Можливі варіанти характеру відхилення основних параметрів плавки від нормальних їх значень при першій повалці конвертера і звичайні заходи, що вживаються для їх усунення

Характер відхилення величини		Вжиті заходи
[С]	Температура	
Норма	перевищує	Охолодження в конвертері або ковші
Норма	бракує	додувки з нагріванням і науглецюванням в ковші
перевищує	норма	додувки без зміни температури ванни
перевищує	норма	Науглецювання в ковші
перевищує	нестача	Додувка з нагрівом
перевищує	перевищує	Додувка з охолодженням
нестача	нестача	Додувки з присадками в конвертер чавуну або феромарганцю. Можливо і коксування в ковші
нестача	перевищує	Охолодження в конвертері або ковші і коксування в ковші

Як видно з таблиці 4.6, основними заходами, прийнятими для усунення ненормальностей, виявлених після першого повалення конвертера, є додувки, коксування металу в ковші і охолодження його в конвертері або ковші. Додувки є відхиленням від нормальної технології, оскільки вона призводить до зниження якості сталі, збільшення тривалості та ресурсоемності плавки. Особливо неприпустима додувка з присадкою феромарганцю, оскільки він є дорогим і дефіцитним матеріалом.

Зниження якості сталі при додувці насамперед пов'язано з підвищенням вмісту азоту в металі унаслідок попадання в конвертер великої кількості повітря (азоту) в перерві між продуваннями. Крім того, при додувці можливе істотне підвищення концентрації кисню в металі, якщо виплавляють низьковуглецеву сталь.

Коксування металу в ковші, що проводиться під час випуску плавки, допустимо в межах до 0,05%. Для цього зазвичай застосовують дрібно розмелений кокс або антрацит, упакований в мішки. Більш висока ступінь науглецювання допустима лише при виплавці деяких марок сталі невідповідального призначення. Охолодження перегрітого металу можливо як в конвертері, так і в ковші. Найдоцільніше охолодження вести в ковші, оскільки при цьому, по-перше, можна більш точно регулювати температуру металу перед розливанням, що дуже важливо при розливці на МБЛЗ; по-друге, виключається зайва операція в конвертері. Найбільш поширеним варіантом охолодження металу в ковші є опускання на деякий час великого шматка металу (сляба) в рідку сталь і продування її інертним газом (аргоном). У конвертері охолодження металу зазвичай здійснюють присадкою чистого брукхту або твердого чавуну. Присадка залізорудних матеріалів (твердих окислювачів) в цих цілях не рекомендується, щоб уникнути підвищення окислення металу. Після будь-якого коригування, проведеної в конвертері, знову відбирають проби металу і шлаку, вимірюють температуру. Це призводить до додаткового подовження плавки (зниження продуктивності конвертера). Нормальне проведення продувки з досягненням на кожній плавці заданих меж вмісту вуглецю і температури металу з першої повалення є одним з важливих чинників підвищення ефективності конвертерного процесу. Це можливо при використанні автоматизованої системи управління, яка передбачає хоча б одноразове вимірювання зазначених параметрів

плавки незадовго до кінця продувки, використовуючи для цієї мети спеціальний зонд, злив (випуск) металу здійснюють в сталерозливних ківш через спеціальний сталевий випускний отвір. Якщо необхідно поєднання випуску металу з його розкисленням-легуванням (присадкою твердих або рідких феросплавів і алюмінію в ківш), то тривалість цієї операції повинна бути достатньою для повного розплавлення і рівномірного розподілу в обсязі металу вводяться присадок. Вона залежить від місткості конвертера, але не повинна бути <5 хв. Під час продування металу аргоном під час або після випуску цю тривалість можна зменшити на кілька хвилин. На поверхню металу в ківш зазвичай також випускають невелику кількість шлаку, який зменшує охолодження металу під час розливання.

Злив переважної більшості шлаку здійснюють в шлакову чашу через горловину конвертера, повернувши його в протилежну від випуску металу сторону.

Огляд і підготовка конвертера до чергової плавці зводяться до огляду і відновленню футерування, усунення виявлених пошкоджень. До звичайних пошкоджень, відносяться неминучий знос (більш-менш рівномірний руйнування) футерування і утворення настилів, в першу чергу на горловині. Неминучий знос футеровки відновлюють торкретуванням, тобто накидання магnezитового порошку з добавкою смоли за допомогою спеціальної машини.

Торкретування проводять не після кожної плавки, а через 5-10 плавок, в залежності від стану футеровки. На початку кампанії торкретування взагалі не проводять. Торкретування дозволяє збільшувати в кілька разів число плавок, що проводяться за кампанію (від зміни до зміни футеровки). Наприклад, при роботі без торкретування 400-500 плавок за кампанію вважається непоганим показником, а з використанням торкретування цей показник можна підвищити до 1000 плавок, що покращує техніко-економічні показники конвертерного виробництва. Технологія переділу високофосфористих, ванадієвих та інших незвичайних чавунів складніше описаної вище. При будь-якому варіанті киснево-конвертерного процесу за складом переробленого чавуну і способу підведення кисню в ванну основним фактором, що визначає успіх плавки, є взаємодія струменя кисню з рідкою ванною (металом і шлаком).

ВИСНОВКИ

1. У зв'язку з неухильним погіршенням якості коксів, і, перш за все, за вмістом сірки, а також з огляду на те, що видалення сірки на стадії збагачення вугілля та їх коксування, а також на стадії отримання сталі пов'язане з чималими труднощами, які ведуть до погіршення техніко-економічних показників металургійного виробництва в цілому, необхідно особливу увагу приділяти питанням позадоменної десульфурації чавунів.

2. Найбільш ефективним десульфуратором чавуну є магній. Його витрата на одиницю сірки найменший серед усіх десульфурантів і дорівнює 0,73 кг на 1 кг сірки. При десульфурації магнію утворюється найменша кількість шлаку і пилу. Магній не утворює з компонентами чавуну з'єднань, що важко видаляються з останнього.

3. Розроблено технологію пасивання магнію, яка дозволяє підвищити ступінь корисного використання магнію на 14% абс. в порівнянні з використанням чистого магнію, що в свою чергу збільшило ступінь десульфурації оброблюваного чавуну.

4. З урахуванням того, що в процесі конверторної плавки сталі використовуватиметься чавун з досить низьким вмістом сірки (вміст сірки знаходиться на рівні нижче гранично допустимого для даної марки сталі) запропоновано реалізувати так звану «малошлакову» технологію плавки в кисневому конвертері. Запропоновано знизити основність шлаку до позначки 1,7-2,0, і тим самим знизити кількість шлаку і витрату вапна і плавикового шпату. Такий захід стає можливим, так як відсутня необхідність у додатковій десульфурації металу.

5. При виробництві конструкційної сталі марки 16ГС в кисневому конвертері при використанні звичайного (не пройшов десульфурацію) чавуну для отримання кінцевого вмісту сірки менш 0,030% знадобилося дві додаткові продувки з присадкою вапна і плавикового шпату, а при використанні десульфурованого чавуну це було досягнуто відразу ж після першої продувки. В результаті знизилася окисленість металу, підвищилася продуктивність конвертерів і стійкість їх футеровки.

Перелік джерел посилання

1. Красавцев Н.И., Корнеев Ю.А., Мачикан В.И., Красавцев И.Н. Внедоменная десульфурация чугуна. Киев: Техніка, 1975. 120с.
2. Гловацкий А.Б., Толстых С.А. Экономическая эффективность основных направлений технического прогресса в черной металлургии / Научные труды ДонНИИЧермет. Донецк: изд. ДонНИИЧермета, 1979. с.24-26.
3. Толстых С.А., Гловацкий А.Б., Великий Н.И., Окоряченко Б.П. Экономика и организация металлургической промышленности / Научные труды ДонНИИЧермет, Донецк: изд. ДонНИИЧермета, 1980. вып. 22. с. 63-64.
4. Аптекарь С.С., Гловацкий А.Б., Толстых С.А. и др. Экономическая эффективность удаления серы в доменном и сталеплавильном производстве / Научные труды ДонНИИЧермет, Донецк: изд. ДонНИИЧермета, 1980. с.304-318.
5. Радченко А.В. Металловедение и термическая обработка стали. Москва: Металлургиздат, 1960. с. 211.
6. Выщенко К. И., Софрони А. Магниевый чугун. Москва: Машгиз, 1960. 324 с.
7. Мильман Б.С. Неметаллические включения в чугуне с шаровидным графитом. Москва : Металлургия, 1978. 159 с.
8. Воронова Н.А. Десульфурация чугуна магнием. Москва: Металлургия, 1980. с. 239.
9. Явойский В.И., Григорьев В.П., Нечкин Ю.М., Кравченко В.Ф., Бородин Д.И. Металлургия стали. Учебник для вузов. Москва : Металлургия, 1983. 584 с.
10. Кривандин В.А., Филимонов Ю.П. Теория, конструкции и расчеты металлургических печей: Учебник для техникумов. В 2-х томах. 2-е изд., перераб. и доп. Т. 1. Москва : Металлургия, 1986. 479 с.
11. Якушев А.М. Справочник конвертерщика. Челябинск: Металлургия, Челябинское отделение, 1990. 448 с.
12. Ойкс Г.Н. Производство стали (основы теории и технология). Москва : Металлургия, 1974. 440 с.

13. Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия. Москва : Академкнига, 2002. 768 с.
14. Баптизманский В.И., Меджибожский М.Я., Охотский В.Б. Конвертерные процессы производства стали. Теория, технология, конструкция агрегатов. Киев – Донецк: Вища школа. 1984. 343 с.
15. Кудрин В.А. Теория и технология производства стали. Москва: Мир, 2003. 762 с.
16. Шаповалов А. Н., Дружков В. Г. Повышение эффективности десульфурации чугуна. Магнитогорск : [б. и.], 2011. 148 с.
17. Баранник, И. А. Гранулированный магний - лучший реагент для внепечной десульфурации чугуна (к 30-летию пуска первой в мировой практике промышленной установки получения гранулированного магния целевого назначения - внепечная десульфурация чугуна) / Металлургическая и горнорудная промышленность. 2005. № 2. С. 109-110.
18. Большаков В. И. Анализ циклограмм работы оборудования для десульфурации чугуна на установках нового поколения // Металлургическая и горнорудная промышленность. 2005. № 5. С. 66-69.
19. Большаков В. И. Новое оборудование комплексов внепечной обработки чугуна гранулированным магнием // Металлургическая и горнорудная промышленность. 2006. № 1. С. 95-99.
20. Башмаков В. И. Технологические нагрузки, действующие на фурму при десульфурации чугуна магнием // Металлургическая и горнорудная промышленность. 2006. № 3. С. 11-15.
21. Зборщик А. М. Анализ результатов десульфурации чугуна магниевой порошковой проволокой // Сталь. 2006. № 1. С. 21-23.
22. Большаков В. И., Черевик Ю. И. Создание механизма фиксации фурм и выбор методики его расчета // Металлургическая и горнорудная промышленность. 2006. № 4. С. 104-107.
23. Царицын Е. А. Внедоменная десульфурация чугуна в ОАО "ММК им. Ильича" // Сталь. 2007. № 1. С. 14-16.

24. Вергун А. С. Влияние количества ковшевого шлака на степень усвоения серы шлаком при внедоменной десульфурации чугуна гранулированным магнием // Теория и практика металлургии. 2007. № 2/3. С. 11-14.
25. Елисеев В. И. Модель движения и растворения магнийсодержащих пузырей в расплаве металла // Теория и практика металлургии. 2007. № 2/3. С. 70-74.
26. Чернятевич А. Г., Сигарев Е. Н., Чубин К. И. Особенности кинетики десульфурации чугуна вдуванием диспергированного магния // Теория и практика металлургии. 2008. № 1. С. 3-8.
27. Сарычев Б. А. Технологические особенности обеспечения заданных содержания серы и фосфора при производстве низколегированной стали // Сталь. 2006. № 12. С. 15-18.
28. Зборщик А. М. Влияние ставролитового концентрата на результаты десульфурации чугуна магнийсодержащей порошковой проволоки // Сталь. 2008. № 1. С. 11-13.
29. Низяев К. Г. Повышение эффективности десульфурации чугуна погружаемой электрической дугой // Теория и практика металлургии. 2007. № 4/5. С. 33-35.
30. Фоменко А. П. Исследования обессеривающей способности доменных шлаков // Металлургическая и горнорудная промышленность. 2008. № 5. С. 6-8.
31. Сигарев Е. Н. Разработка комплексной технологии ковшевого рафинирования чугуна с вдуванием десульфураторов через две фурмы // Теория и практика металлургии. 2008. № 2. С. 3-7.
32. Кривченко Ю. С. Организация десульфурации чугуна в ОАО «Енакиевский металлургический завод» // Металлургическая и горнорудная промышленность. 2009. № 1. С. 25-27 .
33. Зборщик А. М. Опытнo-промышленное опробование порошковой проволоки для глубокой десульфурации чугуна // Сталь. 2008. № 12. С. 47-49.