

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ

КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

ГІРНИЧО-МЕТАЛУРГІЙНИЙ ФАКУЛЬТЕТ

КАФЕДРА МЕТАЛУРГІЇ ЧОРНИХ МЕТАЛІВ

І ЛИВАРНОГО ВИРОБНИЦТВА

Пояснювальна записка

до випускної магістерської роботи

зі спеціальності 136 – Металургія

На тему: Удосконалення технології прямого легування сталі шляхом
відновлення оксидовмісних матеріалів

Виконав: магістрант групи ЛВ-23-1м _____ Романюха О.А.

Керівник випускної роботи _____ Кассім Д.О.

Нормоконтролер _____ Кассім Д.О.

Завідувач кафедри _____ Савельєв С.Г.

Кривий Ріг

2024р.

Зміст

Вступ

1. Аналіз проблеми забезпечення чорної металургії марганцевими феросплавами

1.1 Причини виникнення проблеми забезпечення чорної металургії марганцевими феросплавами

1.2 Теоретичні основи методу прямого легування сталі марганцем

2. Теоретичний опис процесу прямого легування

2.1 Відновлення марганцю вуглецем за наявності шлакової фази

2.2 Рівноважне значення марганцю в розплаві залежно від складу шлакової фази

2.3 Вплив характеристик плавлення матеріалів на процес прямого легування

3. Експериментальна частина

3.1 Лабораторні експерименти з прямого легування

3.1.1 Результати проведених експериментів

3.1.2 Кінетика процесу відновлення марганцю з оксидного матеріалу

3.1.3 Залежність параметрів відновлення металу з оксиду від складу шлаку

3.2 Промислові експерименти з прямого легування та відновлення марганцю зі шлакової фази марганцю зі шлакової фази в окислювальних умовах

3.2.1. Промислові дані комбінату Северсталь

3.2.2. Промислові дані комбінату ЕКО-ШТАЛЬ

3.2.3 Зіставлення промислових даних

3.3 Ковшовий варіант прямого легування і порівняння його з результатами лабораторних експериментів

3.4 Приклад технологічного процесу способу прямого легування сталі комплексом елементів

3.5 Спосіб виплавки легованої сталі в дуговій електропечі - процес лп-ш

4. Оптимізація процесу прямого легування

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.3		
Зм.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата	Зміст		
Розробив		Романюха О.А.					
Перевірив		Кассім Д.О.					
Рецензент							
Н.контроль		Кассім Д.О.					
Затвердив		Савельев С.Г.			Літера	Аркуш	Аркушів
					каф.МЧМЛВ ЛВ-23-1м		

Вступ

Помітний в останній час підйом промислового виробництва України повинен в найближчій перспективі спричинити суттєве збільшення попиту на сталь підвищеної якості, що містить значні кількості легуючих елементів – марганцю, ванадію, ніобію, хрому, танталу, цирконію та інших. Це являє собою передумову до збільшення вартості сплавів, що містять подібні елементи, а також до росту їх виробництва.

Слід відмітити, що в справжній час переробка руд легуючих елементів в СНГ супроводжується великими втратами. Так при виробництві феромарганцю з оксидної марганцевмісної руди кількість легуючого елементу, що переходить в сталь з руди, не перевищує 50% від загальної кількості легуючого елементу, що міститься в руді. Значну частину втрат, згідно даних Тулстогузова Н.В. складає виліт - втрати при виплавці сплаву, а також трати при підготовці руди: агломерація, брикетування тощо. Частина марганцю повертається чи використовується сталеплавильним виробництвом в якості феросплавів 2 и 3 сорту; відвалені шлаки виробництва феросплавів також частково використовуються металургійними заводами. Але навіть з врахуванням цих факторів втрати марганцю знижуються незначно та складають за даними Наконечного А. Я. досить велику кількість, порядку 57-67%.

Другою проблемою являється погіршення якості сировини, доступної для виробництва феросплавів. Так, на прикладі того ж марганцю, Смірнов Л. А. приводить данні про систематичне зниження кількості добування марганцевих руд в Україні, в Грузії, Казахстані, а також оцінки про закінчення в недалекому майбутньому запасів якісних руд Українських родовищ. Постійне погіршення якості марганцевих руд та умов їх залягання, що призведе до зниженню технічно-економічних показників видобутку та переробки сировини та до значного підвищення собівартості концентрату та товарних марганцевих продуктів.

Погіршення якості марганцевої сировини проявляється, наприклад, в зрості вмісту фосфору в видобутих рудах, що тягне за собою потребу виробництва мало фосфористого шлаку, на виплавку 1т якого витрачається близько 1000кВт/г електроенергії втрачається близько 20% марганцю.

В Україні основними проблемами при забезпеченні чорної металургії марганцем є невеликий масштаб родовищ і відсутність достатньої потужності для збагачення марганцевих руд і виготовлення концентрату.

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.В		
Зм.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата	Вступ		
Розробив	Романюха О.А.						
Перевірив	Кассім Д.О.						
Рецензент							
Н.контроль	Кассім Д.О.						
Затвердив	Савельев С.Г.				Літера	Аркуш	Аркушів
					каф.МЧМЛВ ЛВ-23-1м		

Найближчим часом можна забезпечити тільки 35% ринку марганцевмісних матеріалів за рахунок українських родовищ.

Це свідчить про те, що проблема забезпечення чорної металургії за рахунок використання власної мінерально-сировинної бази набуває для України виключно важливе значення, і є одним з факторів економічної безпеки країни, що викликано, з одного боку, значними обсягами споживання, а з іншого непередбачуваністю імпорتنих поставок сировини і феросплавів в необхідній кількості з країн ближнього зарубіжжя (Казахстану та Грузії).

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.В	Арк.
.Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

1. Аналіз проблеми забезпечення чорної металургії марганцевими феросплавами.

1.1 Причини виникнення проблеми забезпечення чорної металургії марганцевими феросплавами.

У будь-якій з непересічних марок сталей міститься певна кількість легуючих елементів, які, залежно від обраної технології виробництва, вводять на різних стадіях переділу, починаючи від первинних агрегатів для виплавки сталі, як конвертер або електропіч, і закінчуючи агрегатами позапічної обробки та розливання сталі. Хоча кількість і вид легуючих елементів, що присаджуються, залежно від марки сталі сильно змінюється, загальним є введення легуючих елементів у сталь у металевій формі, часто у вигляді сплавів на основі заліза. До найпоширеніших сплавів, що містять легувальний елемент, належать феросиліцій, феромарганець, феррованадій, ферохром та інші.

Існують також комплексні сплави, що містять більше одного легувального елемента. Усі перераховані сплави здебільшого є матеріалом зручним для транспортування, забезпечують високу технологічність при введенні в метал і характеризуються досить стабільним засвоєнням, що визначає їхнє повсюдне використання.

Незважаючи на те, що феросплави і комплексні сплави, що містять легувальні елементи, мають всі перераховані переваги, їх використання часто ставить перед металургами серйозні завдання.

Першою проблемою при використанні феросплавів є наявність сторонніх домішок у феросплавах і отримання «чистих» феросплавів в умовах погіршення якості вихідної сировини. Внаслідок цього сплави високої якості є дорогим матеріалом, і їх використання негативно позначається на собівартості сталі, і, як наслідок, її конкурентоспроможності.

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.01.ПЗММФ			
Зм.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата	Аналіз проблеми забезпечення чорної металургії марганцевими феросплавами	Літера	Аркуш	Аркушів
Розробив		Романюха О.А.						
Перевірив		Кассім Д.О.						
Рецензент								
Н.контроль		Кассім Д.О.						
Затвердив		Савельев С.Г.				каф.МЧМЛВ ЛВ-23-1м		

Інша проблема полягає в забезпеченні теплового режиму плавки при введенні значних кількостей легуючих елементів, внаслідок ендотермічності процесу розчинення феросплавів.

Відомі підходи, призначені для вирішення перерахованих вище проблем. Так, для зменшення теплових втрат під час плавлення феросплавів використовують «екзотермічні феросплави», які містять у своєму складі елемент, що забезпечує протікання екзотермічних реакцій окислення в металі. При застосуванні екзотермічних феросплавів виникає нерівномірність розподілу феросплавів в об'ємі ковша, але забезпечується дотримання теплового режиму плавки при введенні значних кількостей легуючих елементів. Як можливі екзотермічні феросплави можуть застосовуватися суміші зі звичайного феросплаву і пального компонента, завдяки чому забезпечується висока термічність суміші, наприклад, суміші ферохрому і селітри, металевого марганцю і селітри тощо.

Також відомі процеси виробництва сталі, в яких шихта містить певні легувальні елементи, найчастіше йдеться про природнолегований чавун, що містить ванадій, марганець або інші елементи. У процесі переділу такої шихти практично завжди враховується наявність легуючих елементів і за рахунок цього здійснюється економія феросплавів. Водночас, внаслідок окислювального характеру сталеплавильних процесів, перехід легувальних елементів з шихти в окислений метал сильно ускладнений.

Іншим варіантом розв'язання проблем, пов'язаних зі здорожчанням феросплавів, є технології введення легувальних матеріалів, що дають змогу знизити угар легувального елемента.

У цій роботі розглядається так звана технологія «прямого легування», за якої легувальні матеріали вводять у сталь у неметалевій формі, зокрема у вигляді оксидів легувальних елементів, а для забезпечення переходу легувальних елементів із неметалевого матеріалу в метал створюють необхідні умови. У разі оксидних неметалевих матеріалів, такі умови забезпечуються високим відновлювальним потенціалом системи, який регулюють за допомогою введення в систему відповідного відновника.

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.01.ПЗММФ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Відомі альтернативи прямому легуванню, які полягають у використанні спеціальної шихти, яка у своєму складі містить оксидні матеріали, легко відновлювані під час плавлення, при цьому відновник також може входити в шихту. Найбільш відомим матеріалом у цьому ряду є «Суперком» або «Сінтіком», а також численні варіанти брикетів, що містять відновник і різні відходи сталеплавильного виробництва, наприклад, пил або висушений шлам. При цьому процес переходу легувального елемента в метал здійснюється всередині брикету, який потім вже розчиняється у розплаві. Як правило, для ефективного вилучення матеріалу потрібна досить дорога підготовка на попередньому етапі.

Для здійснення прямого легування необхідне створення умов переходу легувального елемента з неметалічної форми в металеву, тобто в розчин заліза. При цьому критерієм успішності протікання процесу прямого легування є «ступінь вилучення» легувального елемента з неметалевої сполуки.

Таким чином, одним із завдань, розв'язуваних у цій роботі, є оцінювання можливості переходу легувальних елементів з неметалевих, переважно оксидних сполук без їхньої витратної попередньої підготовки в металевий розплав за різних окислювально-відновних умов.

Іншим завданням, яке розв'язують у роботі, є розробка підходів, що дають змогу підвищити ступінь вилучення легувальних елементів із неметалевих сполук за мінімальних втручань у технологію, тобто за мінімальної зміни витрат на переробку.

У зв'язку з тим, що неметалева форма сполук, яка найчастіше трапляється в пірометалургійних процесах, представлена шлаковим розплавом, у роботі розглядається питання про проведення прямого легування з урахуванням властивостей і характеристик уже наявного шлаку, який практично завжди супроводжує металевий розплав.

Світ в цілому має у своєму розпорядженні великі запаси марганцевих руд, за даними Смірнова Л. А. їх загальні запаси складають 8870 млн.т, підтверджені - 3490 млн.т (39,4% від загальних запасів). На сьогоднішній день більше 90% світових підтверджених запасів марганцю зосереджені в 10 країнах - це ПАР, Україна (сумарно 47% світових), Казахстан, Габон, Грузія, Австралія, Бразилія, Китай, Болгарія, Індія.

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.01.ПЗММФ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Запаси кожної з цих країн перевищують 100 млн. т. Особливо високосортним рудами володіють ПАР, Габон, Австралія і Бразилія.

Значні запаси прогноуються у вигляді скупчень кобальт-марганцевих кірок (КМК) і залізо-марганцевих конкрецій (ЗМК) на дні Тихого, Індійського і, в меншій мірі, Атлантичного океанів.

На загальносвітовому фоні показники України виглядають досить середньо. Затверджені державні балансові запаси марганцевих руд складають 152,5 млн.т, в тому числі підтверджені 149,2 млн.т (97,8% від загальних запасів).

Загальна кількість марганцевих мінералів, що зустрічаються в природі, перевищує 150, але серед них трохи широко поширених і містять підвищену кількість марганцю: піролюзит (MnO_2), (Mn_2O_3), (Mn_3O_4), манганіт ($Mn_2O_3 \cdot H_2O$), ($MnO \cdot H_2O$), ($MnO \cdot MnO \cdot nH_2O$), ($MnCO_3$) і ін. За даними, в структурі підтверджених запасів на території України переважають карбонатні руди, із загальним вмістом марганцю до 19%. Запаси оксидних руд, що містять 23,5-26,0% Mn, складають близько 6%.

В Україні освоєно виробництво доменного і електро-пічного феромарганцю, проте, ці технології мають відносно низьку продуктивність, велика витрата електроенергії або коксу, високі вимоги до руди (наприклад, концентрат повинен бути кусковим з масовою часткою марганцю понад 35%). В іншому випадку потрібно попереднє шматкування, що збільшує енерговитрати. При цьому виготовляються висококонцентровані матеріали. У разі марганцю, це сплави, що містять в своєму складі марганцю від 65 до 98%, і утворюються значні кількості шлаку - величина кратності шлаку, тобто співвідношення маси шлаку і одержуваного продукту, істотно більше, ніж в сталеплавильних переділах.

За розрахунками, для різних легуючих елементів кратність шлаку може істотно перевищувати одиницю, в тому числі, кратність шлаку при виробництві феросплавів перевищує 3. Для порівняння, в киснево-конвертерному процесі кратність шлаку не перевищує 0,14. Така кількість шлаку при виробництві феросплавів також збільшує енергоспоживання і знижує вихід продукту за допомогою втрат з корольками. Тому у виробництві феросплавів одним з головних питань є поділ продуктів реакції - відновленого металу і шлаку, для чого робляться різні заходи, як то введення в шихту флюсуючих компонентів, встановлення певної термічно суміші. Так, для

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.01.ПЗММФ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

алюмотермічного відновлення, необхідна термічна суміш повинна перевищувати 550 кал на грам шихти для самовільного протікання процесу. Наведене співвідношення називають правилом Жемчужного, і воно показує виділення тепла при екзотермічних реакціях відновлення, що забезпечує розплавлення тугоплавкого оксиду алюмінію і його зв'язування в рідкі з'єднання для видалення із зони реакції.

Оскільки потреби металургійної та хімічної галузей промисловості країни задовольняються за рахунок імпорту товарних марганцевих руд і феромарганцю, в даний час стоїть проблема створення власної марганцеворудної бази за рахунок розробки більш досконалих технологій переробки карбонатних і бідних руд. Такі технології включають витратні стадії підготовки, здійснювані в спеціальних умовах і потребують спеціальних середовищ, наприклад технологія отримання високоякісних марганцевих концентратів з руд різного хімічного і мінералогічного складу, відвального шлаку і пилу виробництва марганцевих сплавів запропонована Нохриной О.І. Технологія включає отримання моно-фазного синтетичного матеріалу, що має склад $(Ca, Mg) Mn_2O_4$. Запропонована технологія включає дроблення марганцевої руди, її вилуговування в розчині хлориду кальцію, повторне вилуговування і осадження гідроксиду марганцю, з якого після випалу утворюється концентрат з високим вмістом марганцю, більше 50%. Витяг марганцю в концентрат становить понад 93%.

Розробка технологій легування сталі марганцем на сьогоднішній день є актуальним завданням, затребуваним в промисловості, при цьому отримання феросплавів і лігатур не тільки є найбільш енерго-, праце- і матеріаломістким виробництвом в чорній металургії, а й супроводжується великими втратами металу і інтенсивним виділенням пилу.

При розробці технологічних процесів отримання легованих сталей доводиться враховувати, з одного боку, високу температуру плавлення ряду феросплавів, а з іншого - помітні коливання щільності. Це підштовхнуло до пошуку шляхів створення технологій легування, які дозволяли б проводити пряме легування з сирих матеріалів, минаючи стадії виробництва з них феросплавів. І такі шляхи були знайдені: застосування конвертерного ванадієвого шлаку, марганцевого, молібденового та ніобієвого концентрату, хромової руди. Ці матеріали вводять в метал різними шляхами

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.01.ПЗММФ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

(на дно сталерозливного ковша при випуску, на шлак в піч, шляхом вдування в глиб металу в печі або у ковші тощо).

Матеріали зазвичай вводять або у вигляді порошку, або у вигляді брикетів, в склад яких, крім основного матеріалу, вводять сильні відновники (Al, Ca) з тим, щоб в момент контакту матеріалу з розплавленим металом протікали реакції відновлення. Узагальненням викладеного підходу є технологія «прямого легування», яка передбачає використання в якості джерел легуючих елементів їх неметалічних сполук і створення певних окислювально-відновних умов для їх відновлення.

Питанням дослідження механізму відновлення марганцевих руд уділяється велика увага. Так у роботах Павлова А. В. та колег досліджувалося виробництво феромарганцю шляхом реалізації процесу карбоно-термічного відновлення оксидів марганцю твердим вуглецем при високих температурах. Дослідження відновлення марганцевих руд різних родовищ.

Таблиця 1 - Склад марганцевих руд

Тип руди	Mn _{заг}	Fe _{заг}	P _{заг}	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	H ₂ O	CO ₂	MnCO ₃	MnO ₂	Mn ₂ O ₃
Північна:													
Окислена	25,43	4,48	0,2	1,6	-	26	4,7	6,4	12	0,12	46	-	36,5
Карбонатна	22	4,69	0,2			226	5	6,7	6,4	18,3			
Жайремська (Казахстан)	40,3	6,5	0,04	1,8	-	26	4,71	10	7,3	1,22	-	-	57,8
Comilog (Габон)	50		0,12	0,11	0,07	3	6	5,7	-		-	79,1	-
Groote Eyland (Австралія)	49,3	4,8	0,08	0,09	0,21	5,55	3,92	6,9	-	-	-	71,2	-
Wessels High Grade (ЮАР)	52	9,03	-	4,8	0,3	3,9	0,3	12,9	0,1	0,9	-	-	79,09

В результаті проведених досліджень по відновленню марганцевих руд в кисневому реакторі були отримані результати, що вказують на поліпшення процесу відновлення при відсутності рідкої фази, а також на небажаність введення флюсуючих добавок, наприклад вапна, оскільки їх наявність також веде до формування рідких шлакових з'єднань.

1.2 Теоретичні основи методу прямого легування сталі марганцем

																			Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата															

КНУ.РМ.136.24.544с-11.01.ПЗММФ

Виходячи з практичної рівності атомних характеристик марганцю і заліза, показано, що розчинність марганцю в рідкому альфа- і гамма-залізі необмежена і йде з утворенням розчинів заміщення типового металевого зв'язку.

Утворений розчин близький до ідеального і перехід марганцю в розплав не супроводжується тепловим ефектом. Однак при високій концентрації марганцю, розчин марганцю в залізі дещо відрізняється від досконалого.

Виходячи з близькості властивостей заліза і марганцю, при описі експериментальних даних виходили з того, що перехід марганцю в розплав не лімітує реакцію відновлення марганцю кремнієм.

При утворенні з чистого марганцю і заліза одновідсоткового розчину марганцю зміна ізобарно-ізотермічного потенціалу від температури описується рівнянням.
 $AG^{\circ} = -38.13 \cdot T \text{ Дж / г.атом}$

Для більш наочного уявлення взаємодії металевих заліза і марганцю зазвичай використовують фазові діаграми подвійних сплавів, користуючись якими можна прогнозувати стійкість стану подвійної системи. Для марганцю і заліза відповідна діаграма має вигляд, представлений на рис. 1 .

На рис. 1 показано, що марганець і залізо утворюють ідеальні розчини, а також володіють необмеженою розчинністю один в одному.

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.01.ПЗММФ	Арк.
.Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

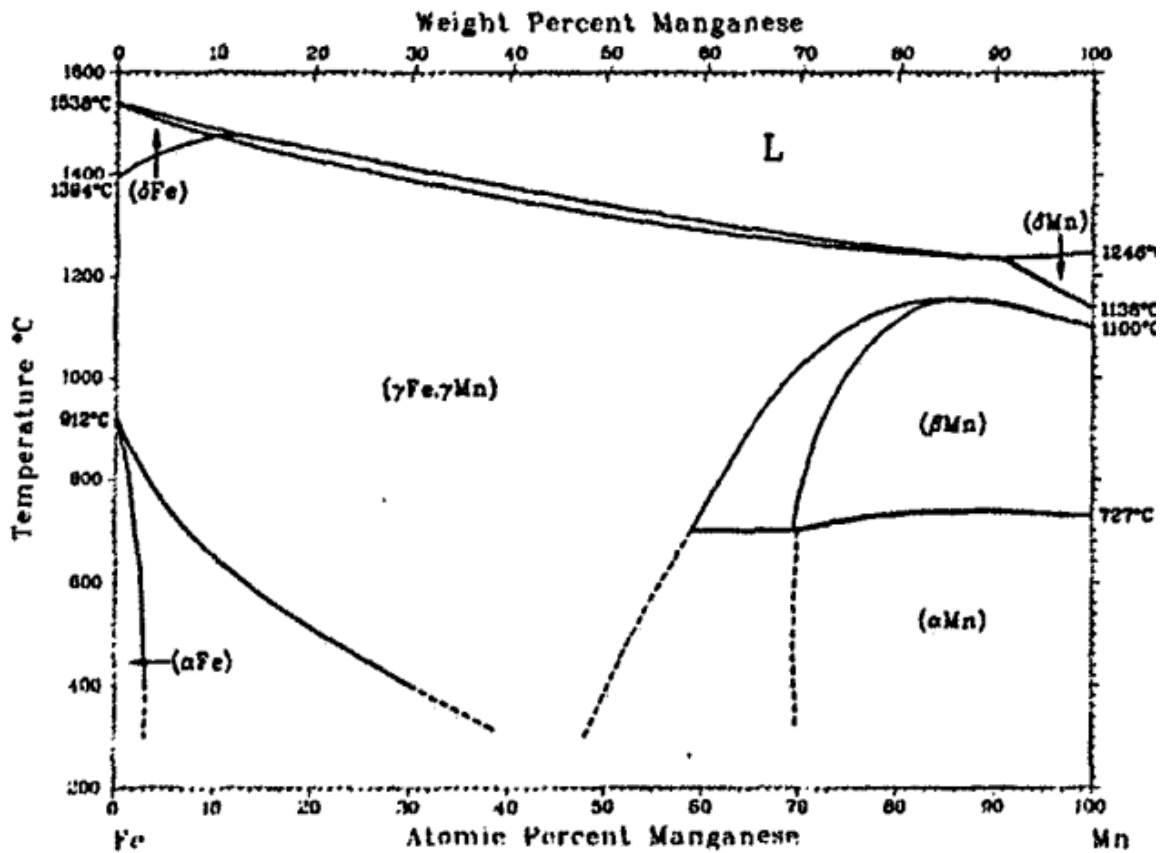


Рис. 1. Діаграма стану залізо-марганець

На підставі експериментальних даних автори роботи встановили, базуючись на положеннях теорії квазірегулярних розчинів, що в широкому інтервалі концентрацій, коефіцієнт активності марганцю у залізі γ_{Mn} в залежності від мольної частки марганцю % Mn описується наступним співвідношенням (при 1550°C):

$$\frac{\ln \gamma_{Mn}}{(1 - \chi_{Mn})^2} = -0.236 + 0.617 \cdot \chi_{Mn}$$

Зміна парціальної енергії Гіббса утворення розчину виглядає в такий спосіб:

$$\Delta G^E = \chi_{Mn} \cdot (1 - \chi_{Mn}) \cdot (-3.754 + 4.673 \chi_{Mn})$$

Питання про поведінку марганцю в сталеплавильних процесах було досить добре вивчено в літературі такими авторами, як Явойський В.І., Бігеев А.М., Баптізманський В.І., Вішкарєв А.Ф. При цьому у всіх роботах відзначається основний характер оксиду марганцю і можливість його витіснення більш сильними основними оксидами, такими як CaO і MgO, а також зміна вмісту марганцю при зміні умов рівноваги зокрема ефект «марганцевого горба» при

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.01.ПЗММФ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

зміні температури і вмісту оксиду заліза в шлаку .

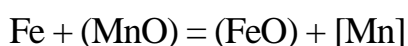
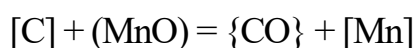
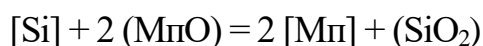
Також відзначається залежність поведінки оксиду марганцю від основності шлаку. Питання про кінетику окислення марганцю часто обходиться стороною. Бігеєв А.М. і в більшій мірі Баптізманский В.І. наводять дані про значні відхилення вмісту марганцю в металі від рівноваги зі шлаком в конвертерному процесі, причому по ходу плавки ці відхилення можуть бути досить значними.

Якщо оксид марганцю знаходиться в шлаку, то найбільш сприятливі умови для його відновлення виникають при його максимальній активності, що відповідає утворенню 2CaOSiO_2 . Це припущення зроблено за аналогією з активністю оксиду заліза, згідно роботі С.В. Колпакова, а також знаходить підтвердження у інших авторів. При цьому за кислотність системи, зокрема шлаку, відповідають наступні оксиди: FeO , MnO , P_2O_5 . Оксиди FeO , MnO заміщуються CaO і MgO з кремнекисневих комплексів , тоді як P_2O_5 може в цих комплексах розчинятися (згідно з даними Presslinger Н.).

Згідно В.І. Явойському, окислення марганцю сприяє підвищення вмісту оксидів заліза, зниження температури і зниження основності шлаку. На підставі термодинамічної аналізу окислення марганцю відбувається при низькій температурі 1250-1300 °С раніше вуглецю, незалежно від типу окисника (газоподібний кисень, кисень шлаку, кисень металу), при цьому оксиди марганцю відновлюються вуглецем, при їх достатній кількості і наявності шлаку і при низькому вмісті оксидів заліза. За даними Баптізманського, спорідненість марганцю до вуглецю, вище ніж спорідненість заліза до вуглецю.

Останнє призводить до того, що фактичний зміст марганцю в розплаві завжди вище, ніж рівноважне з оксидом заліза.

Відновлення марганцю з шлаку в конвертері може протікати за таких реакцій:



За моделлю Кожеурова може бути описаний взаємозв'язок коефіцієнтів активності заліза і марганцю від кількості кремнію в шлаку.

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.01.ПЗММФ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$\lg \frac{\gamma_{(FeO)}}{\gamma_{(MnO)}} = \frac{2180}{T} \cdot X_{Si}$$

Додатково до реакцій слід звернути увагу на те, що підвищення вмісту CaO в шлаку зменшує вміст оксиду заліза в шлаку, це веде до зростання основності шлаку, що призводить до відновлення марганцю. Оскільки швидкість розчинення CaO в оксидах заліза в 3-5 разів перевищує швидкість розчинення CaO в оксидах марганцю, то очевидно, що витіснення MnO з шлаку при добавці CaO буде значно менше, ніж зниження концентрації оксиду заліза в шлаку.

В роботі були проведені розрахунки, за результатами яких зроблено висновок про те, що високе вилучення марганцю досягається при 1650-1700 °С низько-окисних шлаках основністю:

$$(CaO + MgO) / SiO_2 < 1.6$$

Таким чином, проведення відновлення марганцю з його оксидів в умовах конвертера слід визнати обмежено можливим, тобто по ходу плавки виникають умови для оптимального відновлення марганцю, проте кінцеві умови плавки не є оптимальними.

Згідно роботі, на рівноважну концентрацію марганцю також впливає парціальний тиск окису вуглецю p_{CO} , а наведені результати розрахунків, показують, що зниження p_{CO} в три рази (від 1,0 до 0,35 атм.) помітно полегшує відновлення марганцю. Зокрема, температура активного відновлення марганцю з шлаку знижується приблизно на 100°C.

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.01.ПЗММФ	Арк.
.Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

2 Теоретичний опис процесу прямого легування

2.1 Відновлення марганцю вуглецем при наявності шлакової фази

В умовах окисних сталеплавильних процесів, відновником для марганцю можуть служити вуглець або кремній.

При відновленні марганцю з оксидів необхідно враховувати взаємодію оксиду марганцю з кремнеземом: $m \text{MnO} + n \text{SiO}_2 = m \text{MnO} \cdot n \text{SiO}_2$.

Ця реакція починається в твердих фазах при температурах близько 900 °С. Вона призводить до утворення евтектики з температурою плавлення 1230-1250 °С.

Оскільки основою оксидного марганцевої сировини - передільного марганцевого шлаку, марганцевої руди, - є система MnO-SiO_2 , то при добавці вапна (CaO) у процесі нагрівання утворюються тверді розчини на основі $(\text{Ca, Mn})\text{O}$ і $(\text{Ca, Mn})\text{SiO}_3$, а також CaMn_2O_4 з Mn^{+3} , що знижує температуру плавлення оксидної системи і термодинамічну міцність з'єднань оксиду марганцю з кремнеземом. Температура плавлення зменшується також зі збільшенням співвідношення $\text{Mn}_2\text{O}_3/\text{MnO}$.

На підставі даних Туркдогана зміна ізобарно-ізотермічного потенціалу для реакцій утворення основних з'єднань в оксидній системі що містить оксиди марганцю, кремнію та алюмінію описується рівняннями, наведеними в табл. 2.

Таблиця 2 - Зміна ізобарно-ізометричного потенціалу при утворенні сполук в шлаку

Рівняння	Умовне значення На рис. 14	Зміна ізобарно-ізотермічного потенціалу Дж/моль	T макс °С
$2\text{CaO(s)} + \text{SiO}_2(\text{srCa}_2\text{Si}_2\text{O}_4 \text{ (s)})$	C_2S	$AG_T = -119200 + 11,34 \cdot T$	2130
$\text{MnO(s)} + \text{SiO}_2(\text{s}) = \text{MnSiO}_3 \text{ (s)}$	MS	$AG_T = -45990 - 37,7 \cdot T$	1291
$2\text{MnO(s)} + \text{SiO}_2(\text{s}) = \text{Mn}_2\text{SiO}_4 \text{ (s)}$	M_2S	$AG_T = -50340 - 55,6 \cdot T$	1345
$3\text{Al}_2\text{O}_3 + 2\text{SiO}_2 = 3\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2$	$3\text{A}_2\text{S}$	$AG_T = 8631 + 17,5 \cdot T$	1750
$\text{MnO(s)} + \text{Al}_2\text{O}_3(\text{s}) = \text{MnAl}_2\text{O}_4 \text{ (s)}$	MA	$AG_T = -48300 + 7,35 \cdot T$	1200

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.02.ТОПЛЛ			
Зм.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата	Теоретичний опис процесу прямого легування	Літера	Аркуш	Аркушів
Розробив		Романюха О.А.						
Перевірив		Кассім Д.О.						
Рецензент								
Н.контроль		Кассім Д.О.						
Затвердив		Савельев С.Г.						
						каф.МЧМЛВ ЛВ-23-1м		

На підставі даних, наведених в табл. 2, був побудований графік (див. Рис. 2), що показує стійкість різних фаз в залежності від температури. Закінчення ліній показують температуру плавлення сполук. Отримані залежності дозволяють зробити висновок про те, що марганцевмісні з'єднання плавляться в інтервалі температур 1100-1300°C. При цьому найбільш стійким з'єднанням є 2MnO-SiO₂. Наявність оксидів кальцію, алюмінію, а також кремнію суттєво змінює зміст фаз які виникають. Результати проведеного аналізу також добре узгоджуються з даними роботи, наведеними в розділі 1. Таким чином, можна зробити висновок, що оптимальними за змістом є шлаки що містять мінімальні кількості кремнезему, оскільки наявність кремнезему веде до утворення тугоплавких сполук його як з алюмінієм, так і з кальцієм.

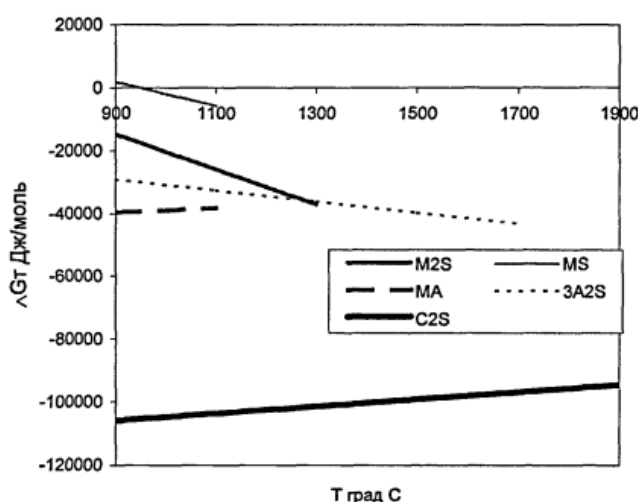
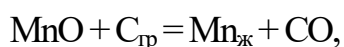


Рис. 2. Зміна ізобарно-ізотермічного потенціалу при утворенні з'єднань в шлаку

Ступінь відновлення марганцю з руди визначається не тільки температурними факторами і активністю марганцю в металі, але і активністю оксиду марганцю в шлаку.

Відновлення закису марганцю вуглецем відбувається за такою реакції:



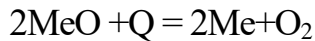
$$\Delta G^{\circ} = 272740 - 160.35T \text{ Дж/моль}$$

Згідно з існуючими уявленнями, ця реакція починається ($P_{\text{CO}} = 98 \text{ кПа}$) при 1428

°C.					КНУ.РМ.136.24.544с-11.02.ТОППЛ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Оскільки оксид вуглецю, відповідно до наведеної вище реакції характеризує процес відновлення марганцю з оксиду, то може бути знайдена залежність між вмістом марганцю в розплаві і часткою СО в атмосфері.

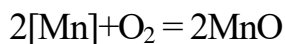
Для визначення цього співвідношення можна скористатися підходом, викладеним Ростовцевим, згідно з яким для двовалентного металу справедливо співвідношення:



Стан процесу дисоціації, може бути охарактеризований пружністю дисоціації.

Якщо метал і оксид є конденсованими фазами, і не перебувають в розчині, то константа рівноваги $K_p = P_{O_2} > 1$ і чим менше P_{O_2} , тим міцніше оксид.

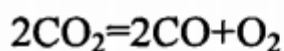
Для реакції дисоціації оксиду марганцю, що протікає в системі на основі заліза справедливо:



З урахуванням константи реакції, рівняння Чіпмана для MnO і газифікації вуглецю, в роботі, використовуючи припущення, що пружність дисоціації оксиду марганцю дорівнює пружності дисоціації двоокису вуглецю отримана залежність концентрації марганцю в металевому розплаві від складу атмосфери.

$$\lg(P_{O_2})'_{MnO} = -\frac{33400}{T} + 5.2 - 2 \lg[\%Mn]$$

Пружність десонації двоокису вуглецю:



$$\lg K_p = \log \frac{P_{CO}^2 \cdot P_{O_2}}{P_{CO_2}^2} = -\frac{29072}{T} + 8.81$$

$$\lg \frac{(\%CO)}{(\%CO_2)} = \frac{2164}{T} - 0.195 + \lg[\%Mn]$$

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.02.ТОППЛ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

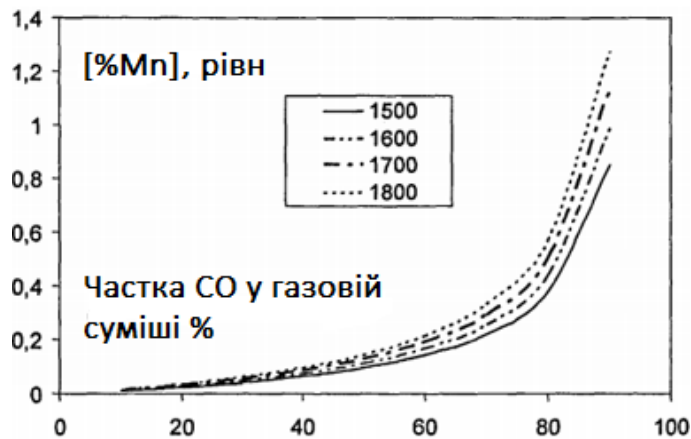


Рис. 3 залежність рівноважного вмісту марганцю в залізі від складу газової суміші та температури

З урахуванням співвідношення CO/CO_2 і за допомогою рівняння може бути розрахований рівноважний вміст марганцю в залізі в залежності від температури і складу газової атмосфери (див. Рис. 3).

Отже, відновлення марганцю вуглецем в сталеплавильних процесах можливо, і залежить від складу газової атмосфери в агрегаті. Як джерела марганцю можуть застосовуватися матеріали в оксидній формі, при цьому використання кремнію в якості відновника оксидів марганцю недоцільно, внаслідок можливого утворення тугоплавких сполук.

2.2 Рівноважне значення марганцю в розплаві залежно від складу шлакової фази

Виходячи з можливості утворення оксидом марганцю тугоплавких сполук з оксидом кремнію, (див. рис.. 11), найкращим відновником для марганцю є алюміній.

При відновленні оксиду марганцю алюмінієм, у системі одночасно існують рідкі оксиди марганцю та алюмінію. Таким чином, у системі існує ймовірність утворення евтектичних сполук цих оксидів, що не враховується в раніше застосовуваних схемах опису процесу прямого легування.

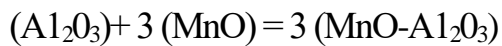
Можна припустити, що відновлення оксиду марганцю алюмінієм у цьому випадку включає такі стадії:

- окислення відновника

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.02.ТОППЛ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		



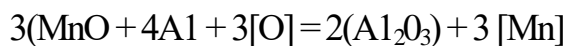
- утворення евтектики



- відновлення марганцю



- сумарна реакція



$$\text{звідси: } AG^0 = -1683580 + 48.57 \cdot T$$

Тобто згідно із запропонованою схемою, коефіцієнт розподілу марганцю залежить від температури, окиснення розплаву і складу шлаку. Це загалом відповідає відомим уявленням про процес, але також дає змогу врахувати й окисленість металевого розплаву.

Оскільки в запропонованій схемі відновлення оксиди марганцю та алюміній перебувають у рідкому стані, необхідно проаналізувати можливість переходу оксиду марганцю в рідкий стан, а також порівняти отримані дані з часом переходу алюмінію в рідкий стан.

Для характеристики розподілу елементів, наприклад марганцю, між металом і шлаком можуть застосовуватися різні підходи.

2.3 Вплив характеристик плавлення матеріалів на процес прямого легування

Процес прямого відновлення, що протікає у рідкофазному режимі вимагає наявності контакту між рідким відновником і неметалічними з'єднаннями. Таким

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.02.ТОППЛ	Арк.
.Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

чином, до початку протікання реакції існує період, плавлення матеріалів, протягом якого відновлення протікає в змішаному режимі, тобто при наявності, наприклад, рідкого відновника, і неметалічної сполуки що плавиться.

Стадія плавлення неметалічної сполуки істотно впливає на процес відновлення, оскільки відомі відновники, наприклад феросплави, найчастіше мають меншу температуру плавлення, ніж сталь, і за рахунок цього швидко переходять в рідку фазу. Можна припустити, що відновлення при прямому легуванні лімітується плавленням неметалічних сполук.

Балансовий підхід не дозволяє описати динаміку процесу плавлення, визначити товщину скоринки і час розплавлення матеріалу, тому необхідне рішення теплотехнічної задачі плавлення .

Більшість марганцевмісних матеріалів, що застосовуються для прямого легування сталі мають температуру плавлення нижче температури плавлення розплаву.

Процес нагріву і плавлення тіла в розплаві протікає в кілька етапів:

- утворення на поверхні шматка просідаючого матеріалу скоринки затверділого розплаву;
- нагрів шматка;
- плавлення шматка матеріалу під шаром затверділого розплаву;
- якщо в момент повного розплавлення тіла затверділий шар ще існує, нагрів рідкого ядра триває до повного розплавлення скоринки.

Таким чином, можна вважати, що перехід розплавився матеріалу в рідку сталь відбувається в момент розплавлення скоринки затверділої сталі.

В наступній моделі використовуються наступні значення:

X – коефіцієнт теплопровідності, Вт/(мК);

c – питома теплоємність, Дж/(кгК);

ρ – густина, кг/м³;

$a = \lambda/(c\rho)$ – коефіцієнт теплопровідності, м²/с;

L – питома теплота фазового перетворення(плавлення, твердіння), Дж/кг,

r_{h1} – початковий радіус шматку феросплаву, м;

$r_1(t)$ – поточний радіус шматку феросплаву, м;

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.02.ТОППЛ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

r_{h2} – початковий радіус зовнішньої поверхні затверділого шару, $m(r_{h2} - r_{h1})$;

$r_2(t)$ – поточний радіус зовнішньої поверхні затверділого шару;

$r_2(t) - r_{h2}$ - товщина затверділого шару, м;

$R_1(t) - r_1(t)/ r_{h1}$ – відносний радіус шматку феросплаву;

$R_2(t) - r_2(t)/ r_{h2}$ - відносний радіус зовнішньої поверхні затверділого шару;

$R_2(t) - 1$ - відносна товщина затверділого шару, м;

T - температура, °С;

T_{H1} - початкова температура феросплаву, °С;

$T_{пл1}$ – температура ліквідус феросплаву, °С;

T_p – температура рідкої фази, °С;

$T_{пл2}$ - температура ліквідус рідкої сталі °С;

t - час,

t' - момент часу, в який температура поверхні феросплаву досягає температури плавлення, с;

t'' – момент часу, в котрий відбувається повне розплавлення феросплаву, с;

t''' – момент часу, в котрий відбувається повне розплавлення затверділого шару, с.

Намерзання на поверхні шматка скоринки затверділої сталі і нагрів шматка матеріалу (перший етап, $0 < t < t'$) описується системою рівнянь, що включає:

- рівняння теплопровідності в шматку матеріалу

$$\frac{\partial T}{\partial t} = a_{1, \text{тв}} \left(\frac{\partial^2 T}{\partial r^2} + \frac{2}{r} \frac{\partial T}{\partial r} \right), \quad 0 < r < r_{H1};$$

- рівняння теплопровідності в утворюється скоринці затверділої сталі

$$\frac{\partial T}{\partial t} = a_{2, \text{тв}} \left(\frac{\partial^2 T}{\partial r^2} + \frac{2}{r} \frac{\partial T}{\partial r} \right), \quad r_{H1} < r < r_2(t);$$

- початкові умови

$$T(0, r) = T_{H1}, \quad 0 \leq r \leq r_{H1}; \quad r_2(0) = r_{H1};$$

- граничні умови в центрі шматка матеріалу

$$\left. \frac{\partial T}{\partial r} \right|_{r=0} = 0;$$

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.02.ТОППЛ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

- гранична умова на зовнішній поверхні затверділого тіла

$$\lambda_{2,ТВ} \left. \frac{\partial T}{\partial r} \right|_{r=r_2(t)} = q + \rho_{2,ТВ} L_2 \frac{dr_2}{dt} ;$$

- умова сполучення на поверхні контакту матеріалу і затверділого шару

$$\lambda_{1,ТВ} \left. \frac{\partial T}{\partial r} \right|_{r=r_{н1}-0} = \lambda_{2,ТВ} \left. \frac{\partial T}{\partial r} \right|_{r=r_{н1}+0} ;$$

Перший етап закінчується в момент часу t' , для якого

$$T(r_{н1}, t') = T_{пл1}.$$

Плавлення матеріалу під шаром затверділої сталі (другий етап, $t' < t < t''$) описується системою рівнянь, що включає в себе:

- рівняння теплопровідності в твердому залишку матеріалу - при $0 < r < r_1(t)$;

- рівняння теплопровідності в шарі матеріалу що розплавляється

$$\frac{\partial T}{\partial t} = a_{1,ж} \left(\frac{\partial^2 T}{\partial r^2} + \frac{2}{r} \frac{\partial T}{\partial r} \right), \quad r_1(t) < r < r_{н1};$$

- рівняння теплопровідності в скоринці затверділої сталі;

- гранична умова в центрі шматка матеріалу

$$\left. \frac{\partial T}{\partial r} \right|_{r=0} = 0;$$

- гранична умова на зовнішній поверхні затверділого шару

$$\lambda_{2,ТВ} \left. \frac{\partial T}{\partial r} \right|_{r=r_2(t)} = q + \rho_{2,ТВ} L_2 \frac{dr_2}{dt} ;$$

- умова сполучення на поверхні що плавиться твердого залишку

$$\lambda_{1,ТВ} \left. \frac{\partial T}{\partial r} \right|_{r=r_1(t)-0} = \lambda_{1,ж} \left. \frac{\partial T}{\partial r} \right|_{r=r_1(t)+0} + \rho_{1,ТВ} L_1 \frac{dr_1}{dt} ;$$

- умова сполучення на внутрішній поверхні затверділого шару

$$\lambda_{1,ж} \left. \frac{\partial T}{\partial r} \right|_{r=r_{н1}-0} = \lambda_{2,ТВ} \left. \frac{\partial T}{\partial r} \right|_{r=r_{н1}+0} ;$$

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.02.ТОППЛ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Другий етап закінчується в момент часу t'' , для якого

$$r_1(t'')=0;$$

Якщо розплавлення затверділого шару відбувається до закінчення другого етапу, тобто $t''' < t''$, t''' – момент часу в який $r_2(t''')=r_{н1}$.

Розрахунок закінчується в момент часу t''' в іншому випадку настає наступний етап.

Нагрівання рідкого матеріалу під шаром затверділої сталі (третій етап, $t'' < t'''$) описується системою рівнянь, що включає в себе рівняння:

- теплопровідності в рідкому матеріалі - при $0 < r < r_{н1}$;
- теплопровідності в скоринці затверділої сталі;
- крайове умова в центрі рідкого матеріалу;
- крайове умова на зовнішній поверхні затверділого шару;
- умова сполучення на внутрішній поверхні затверділого шару.

Третій етап і весь розрахунок закінчується в момент часу t''' , для якого

$$r_2(t''')=r_{н1}$$

Для чисельного рішення описаної задачі в часі $t_k = k \cdot \Delta t$ ($k = 1, 2, \dots$, Δt - крок за часом) використаний метод кінцевих різниць (чисто неявна різницева схема в дискретному часі). Облік руху міжфазних границь $r_1(t)$ і $r_2(t)$ проведений методом випрямлення фронту. При знаходженні швидкостей переміщення міжфазних границь, які відповідають граничній умові і умові сполучення використані ітераційні процедури.

Розглянута модель може бути застосована до легкоплавкого тіла будь-якого розміру. Зміна розміру не впливає на загальну картину, а позначається тільки на співвідношенні між моментами часу t' , t'' , t''' .

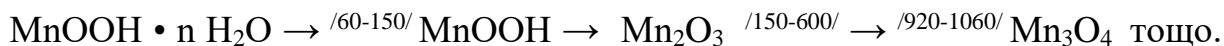
Для розрахунку за запропонованої моделі в разі плавлення марганцевої руди задавалися формулою евтектичних з'єднань, що плавляться при температурах, нижче температури плавлення сталі: $MnO-SiO_2$ і $3MnO-Al_2O_3$. параметри з'єднань були розраховані за принципом адитивності.

При оцінці часу плавлення марганцевого агломерату враховувалися наступні обставини.

У процесі виробництва відбувається дегідратація і дисоціація оксидів і

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.02.ТОППЛ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

карбонатів, окислювально-відновні реакції. На прикладі манганіту схема виглядає наступним чином.



При цьому перед плавленням відбувається утворення з'єднання $3\text{MnO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$.

Марганцевий агломерат з оксидних концентратів складається з тефроїта (2MnOSiO_2), гаусманіта (Mn_3O_4) і невеликих кількостей якобіта (MnFe_2O_4) і склоподібної фази.

Відмінність офлюсованого агломерату полягає в тому, що в ньому присутній двокальцієвий силікат, а також частково заміщений тефроїт, зразкового складу $(\text{Ca}, \text{Mn}) 2\text{SiO}_4$. Фаза, що має в своєму складі двокальцієвий силікат, або близька до нього має більш високу температуру плавлення, ніж тефроїт, що говорить про підвищення температури плавлення офлюсованого марганцевого агломерату при підвищенні основності.

На підставі петрографічного і рентгенографічного аналізів шлаків системи $\text{CaO} - \text{SiO}_2 - \text{MnO}$ з переважанням кальцієвого силікату, склад аналізованих шлаків наведено в табл. 5, Гасика М.І. було встановлено, що марганець в цих шлаках у вигляді мангонозита $(\text{MnO}) \text{O}^5_{\text{h}}$ знаходиться в окремій фазі, обсяг якої становить 5-7%. Марганець також рівномірно розподілений в двокальцієвому силікаті з концентрацією до 7%, що свідчить про утворення розчинів заміщення $(\text{Ca}_{1-x}\text{Mn}_x) 2\text{SiO}_4$, а також присутній у вигляді склокристалічної фази складу 43% CaO , 37% SiO_2 , 22% MnO , кристалічною фазою в якій є кристали двокальцієвого силікату.

Таблиця 3 - Шлак що підвергся аналізу

CaO	SiO ₂	FeO	MnO	Al ₂ O ₃	S	N ₂ O+K ₂ O	MgO
43	28	0.1	20.8	3.5	0.15	1.5	2.6

Основність шлаку, в формі $\text{CaO} / \text{SiO}_2 = 1.54$

На підставі аналізу фазової діаграми $\text{CaO}/\text{SiO}_2 - \text{MnO}$ можна встановити, що підвищення основності агломерату, призводить до збільшення його температури

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.02.ТОППЛ			Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата				

плавлення. Це вірно при основності вище 1, при якій T пл. потрійної системи вище 1400°C. При основності менше 1, температура плавлення потрійної системи знижується до 1280-1260град С. В цьому інтервалі знаходяться 3 ліквідусних мінімуму, склад яких наведено в табл. 4.

Таблиця 4 - Мінімуми в системі ліквідус

Точка ліквідус	MnO		SiO ₂	T
1	48.4		46.6	1256
2	45		37.5	1195
3	53		32	1204

Виходячи з даних, представлених в табл.6, мінімальна температура плавлення суміші відповідає утворенню частково заміщення тейфройта (CaO·MnO)·SiO₂ Подальше зниження основності призводить до збільшення частки тугоплавкої складової SiO₂ і підвищенню температури плавлення суміші.

Іон Mn²⁺ проявляє себе як основний, що веде до зниження активності оксиду марганцю при підвищенні вмісту CaO в інтервалі основності до 1-1.3, а з іншого боку при основності шлаку вище 1.4 оксид марганцю може виділятися в окрему фазу, так як досягається насичення їм шлаку. За діаграмою CaO-SiO₂-MnO потрійна система складається з двокальцієвого силікату і багатой марганцем фази, що підтверджується наведеними вище аналізом шлаку з основністю 1,54.

Для різних матеріалів, зокрема для алюмінію, для марганцевої руди, офлюсованого агломерату і марганцевий агломерату, були розраховані параметри плавлення шматка матеріалу в рідкої сталі, що має температуру 1650°C. (Див. рис. 4).

Як видно з рис. 4, найбільшим часом плавлення має чиста марганцева руда, а найменшим офлюсований агломерат. Марганцевий агломерат займає проміжне положення. У порівнянні з різними видами шихтових матеріалів, алюміній, що розглядається в якості відновника, має менший час розплавлення при розмірі шматків більше 50мм. У той же час, як показують результати розрахунків, в діапазоні малих діаметрів шматків плавлення відновника

(алюмінію) і шихти (оксидних матеріалів) відбувається практично одночасно,

КНУ.РМ.136.24.544с-11.02.ТОППЛ

Арк.

Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата
-----	------	----------	--------	------

тобто можна говорити про синхронізацію процесів плавлення.

Виходячи з вищевикладеного, слід зазначити, що традиційна практика застосування брикетів для прямого легування, має недолік, який полягає в тому, що відновник і відновлюваний матеріал переходять в активний стан не одночасно, тобто можливі додаткові втрати відновника.+

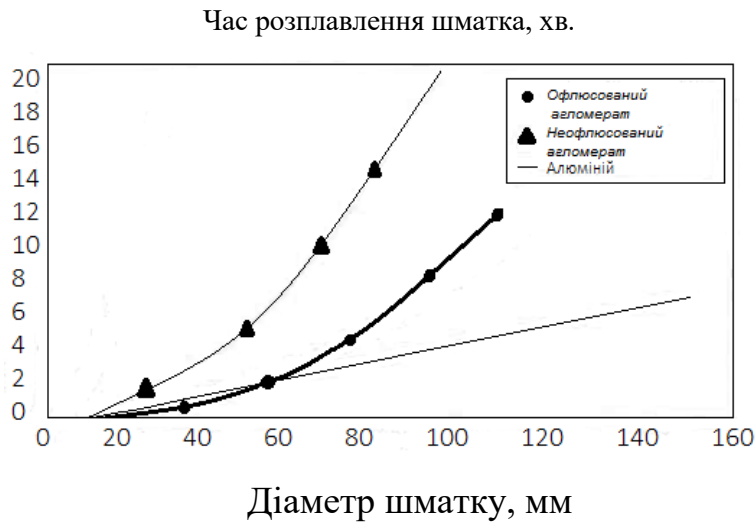


Рис. 4. Залежність часу плавлення марганцевих матеріалів від розміру шматку

Наведені результати дозволяють зробити висновок про те, що відновлення марганцю з оксиду в умовах сталеплавильних процесів можливо. Найбільш сприятливі умови для рідкофазного відновлення марганцю складаються при використанні офлюсованих матеріалів: час їх плавлення при однаковій фракції, можна порівняти з часом плавлення алюмінію. У разі марганцевий матеріалів, підведення алюмінію в зону реакції повинен здійснюватися із запізненням, що забезпечує попереднє розплавлення марганцевих матеріалів.

Розглянуто питання пов'язані з відновлення марганцю з його оксидів різними відновниками в окислювальних умовах і при наявності значної кількості відновника.

Наведені розрахунки доводять можливість відновлення марганцю вуглецем в сталеплавильних процесах. При цьому, застосування для відновлення оксидів марганцю алюмінію і кремнію в окислювальних сталеплавильних процесах недоцільно, внаслідок утворення тугоплавких

сполук, в тому числі і з оксидом марганцю, що ускладнює можливість				Арк.
КНУ.РМ.136.24.544с-11.02.ТОППЛ				
.Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата

відведення продуктів реакції вглиб шлаку через підвищення його в'язкості.

За допомогою теплотехнічної моделі, було розраховано час плавлення різних марганцевих матеріалів, в залежності від розміру шматка. Встановлено, що при розмірі шматка до 50мм можливе одночасне плавлення відновлюваного марганцевого матеріалу і алюмінію, що грає роль відновника, тобто можлива синхронізація процесів відновлення і плавлення. При розмірі шматка понад 50мм, відновник розміру слід вводити з запізненням, щоб уникнути його додаткових втрат.

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.02.ТОППЛ	Арк.
.Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

3. Експериментальна частина

3.1 Лабораторні експерименти по прямому легуванню

Для аналізу процесу відновлення марганцю з оксидних матеріалів, а також для виявлення основних закономірностей процесу прямого легування була проведена серія лабораторних експериментів.

В експерименті ставилося завдання довести в лабораторних умовах можливість ефективного проведення прямого легування марганцем з оксидних марганцевих матеріалів і відновників, що містять алюміній і кремній, тобто промодельовати відновлення марганцю.

Як оксидного марганцевого матеріалу використовували необпалену марганцеву руду, що містить 25-27% MnO і приблизно 25% SiO₂. Як відновники застосовувалися: вторинний алюміній АВ87, сплав Fe50A150.

Залізний розплав формували з окисленого карбонільного заліза, підданого попередньому розкисленню. Для шлакоутворення використовували вапно в кількості, що забезпечує отримання основності шлаку у вигляді CaO/SiO₂ на рівні

Для проведення експериментів використовувалося наступне обладнання:

1. Електрична піч опору Таммана (рис. 17), що має наступні основні технічні характеристики:

- максимально досяжна температура в печі - 1800°C;
- матеріал тигля для розплавлення навіски - **алунд** спеченого.

2. Пробовідбірник металу - кварцова трубка з внутрішнім діаметром бмм.

3. Замір температури.

3.1. Термопара з наступними характеристиками:

- тип-ТВР 5/20;
- інтервал вимірюваних значень температури - (0-1900)°C;

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.03.ЕЧ			
Зм.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата	Експериментальна частина	Літера	Аркуш	Аркушів
Розробив		Романюха О.А.						
Перевірив		Кассім Д.О.						
Рецензент								
Н.контроль		Кассім Д.О.						
Затвердив		Савельев С.Г.				каф.МЧМЛВ ЛВ-23-1м		

- похибка вимірювання в інтервалі температур (1550-1750)°С - ± 7°С.

3.2. Прилад, що реєструє -КСП-4 з наступними характеристиками:

- інтервал реєстрованих значень ЕРС - (50-800) мВ;

- похибка реєстрації в інтервалі реєстрованих значень - ± 2мВ.

4. Забір окислення металу.

4.1. Датчик кислотності виготовлений з наступними характеристиками:

- електрод порівняння - Cr/Cr₂O₃

- похибка вимірювання у всьому інтервалі вимірюваних значень - ± 5% від вимірюваної величини.

4.2. Прилад, що реєструє - цифровий мультиметр М83, модель 838 з наступними характеристиками:

- робочий діапазон вимірювання ЕРС - (0-2000) мВ;

- похибка реєстрації в інтервалі реєстрованих значень ЕРС - ± 1мВ.

5. Ваги для шихтовки плавок і приготування наважок.

- тип - ваги аналітичні марки ВЛР - 200;

- похибка вимірювання - ± 0,5 мг.

6. Склад розкислювача представлений в таблиці 7:

Таблиця 5 - Хімічний склад розкислювачів

Номер	Умовне значення	Масова доля елемента, %		
		Fe	Al	Si
1	AB87	0,44	87,03	0,51
2	Fe ₅₀ Al ₅₀	50	50	0

8. Шлакоутворюючі – вапно (див. табл. 5).

Таблиця 6 - Хімічний склад вапна

Масова доля з'єднання, %					
CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO	CaF	MnO
>90	Інше				

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.03.ЕЧ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Проведення експериментальних плавок здійснювалося за такою методикою:
Попереднє формування окисленого залізного розплаву шляхом розплавлення окатишів карбонільного заліза в печі Таммана, з отриманням окислення розплаву на рівні 2000ppm при температурі близько 1600°C.

Розчинність марганцю в залізі при кислотності 2000ppm при температурі 1600°C та змісту оксиду марганцю у шлаку на рівні до 30% згідно з розрахунком становить менше 0,09%.

Перед проведенням легування здійснювалося зниження окислення розплаву до рівня менше 1000ppm, що забезпечує розчинення марганцю в залізі в кількості не менше 0,25%. Для регулювання кислотності використовувався вуглець. Відповідно до рівняння Вачера-Гамільтона, при окисленні металу тисячі ppm, кінцевий вміст вуглецю не перевищує 0,025% (при 1600°C). При такому вмісті, вуглець не робить істотного впливу на відновлення марганцю.

Після повного розплавлення металу здійснювався вимір температури і окислення металу, відбиралася перша проба, яка характеризувала склад нелегованого розплаву.

Після відбору першої проби здійснювався введення відновника, в кількості, що визначається стехіометричним співвідношенням за відповідною реакції, відомої з робіт Нохріної О.І.

Далі здійснювалося введення вапна, в кількості необхідній для зв'язування оксиду кремнію з марганцевої руди і введення марганцевмісних матеріалів.

Через 3-5хв після введення марганцевмісних матеріалів здійснювався повторний замір окислення і температури металу, відбір проби металу. Далі подібні операції повторювалися з інтервалом 3-5 хв.

Масові витрати при проведенні експериментів:

Залізо 250 г, Кількість вапна - 2 г, Навішування руди завжди стандартна - 8г (при повному відновленні забезпечує 0,48%Mn), Витрата вуглецю - 2-2,5 в залежності від окислення окатишів, яка оцінювалася візуально.

Витрата розкислювачів - 3грами.

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.03.ЕЧ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

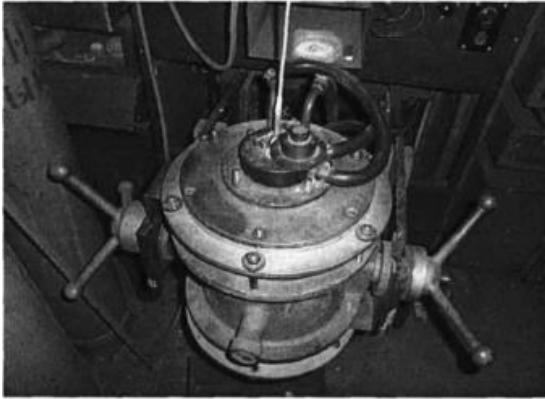


Рис.5 Піч Тамана

Результати експериментів, які проводилися з відновниками АВ87, Fe₅₀ Al₅₀Si₀, наведені в таблицях 9, 10:

Таблиця 7 - Результати аналізу проб металу

№	Елемент				
	% Mn факт				% Si кін
	Проба				
	1	2	3	4	4
1	0	0,25	0,36	0,36	0,33
2	0	1,16	1,17	1,1	0,58
3	0		0,57	0,5	0,00
4	0	0,32	0,37	0,27	0,03
5	0	0,58	0,51	0,36	0,03
6	0	0,31	0,25	0,21	0,06
7	0	0,24	0,29	0,26	0,10
8	0	0,23	0,26	0,22	0,06

Таблиця 8 - Температура та кислотність металу в лабораторних експериментах

Номер плавки	T ₁	a _{o1}	T ₂	a _{o2}	T ₃	a _{o3}
	1	2	3	4	5	6
	градС	ppm	градС	ppm	градС	ppm
1	1539	143,9	1590	9,7	1590	38,8
2	1550	753,3	1550	3,7	1550	19,7
3	1560	1362,6	1540	59,8	1550	65,3
4	1610	537,6	1620	58,3	1630	181,1
5	1560	22,7	1610	40,8	1640	99,1
6	1580	458,1	1620	214,0	1670	215,5
7	1600	41,3	1570	3,5	1600	22,2
8	1550	935,5	1570	44,0	1620	65,1

3.1.1. Результати проведених експериментів

Обробка даних, представлених в табл. 7 і 8 показала, що ступінь вилучення марганцю в середньому для всіх плавок для різних відновників склала 46,8%, максимальний ступінь відновлення була отримана на плавках з відновником АВ87 і склала в середньому 78%. Мінімальна ступінь відновлення (приблизно 26%) була досягнута при використанні сплаву $Fe_{50}Al_{50}Si_0$. В цитованих роботах проводилася попередня підготовка руд, і ступінь наскрізного вилучення відлічувалася від підготовленої руди. Згідно з даними, наведеними в розділі 1, втрати при підготовці руди тільки за рахунок механічних втрат можуть досягати 15-20%, таким чином, ступінь вилучення марганцю в проведеному лабораторному експерименті порівнянна з відомими даними, оскільки вона розраховується виходячи з вихідної, а не заздалегідь підготовленої руди.

Отримані в результаті експериментів дані вказують на те, що існує залежність вмісту марганцю від кінцевої окислення розплаву (див. Рис. 6)

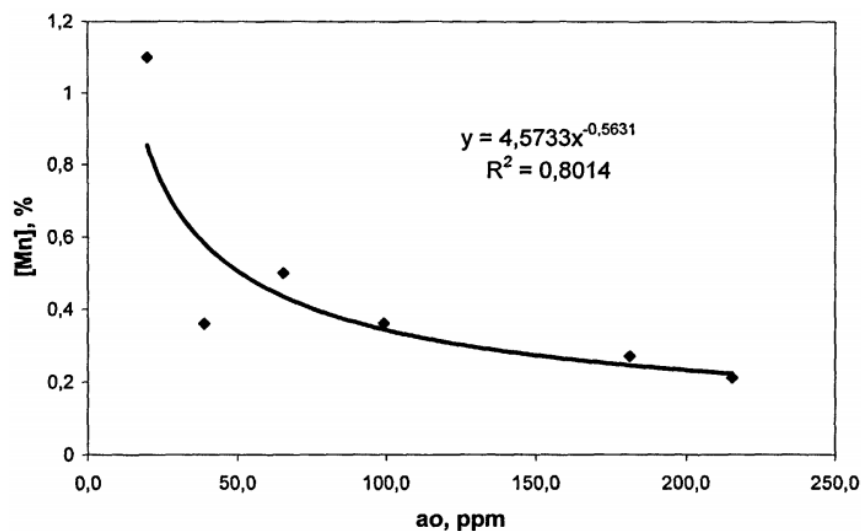


Рис. 6. Залежність вмісту марганцю в металі від його окислення за даними лабораторних плавок в кінці плавки.

З урахуванням запропонованої схеми відновлення марганцю з оксиду за участю алюмінію після перетворення рівняння, може бути отримано співвідношення:

$$L_{Mn} = \frac{a_{MnO}}{a_{Mn}} = \frac{a_O \cdot Kp_{Al}^{2/3}}{Kp_{Mn}^{1/3}}$$

де Kp_{Al} - константа реакції окислення алюмінію

						КНУ.РМ.136.24.544с-11.03.ЕЧ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата			

Kp_{Mn} - константа реакції окислення марганцю

В загальному вигляді рівняння має вигляд:

$$L_{Mn} = \frac{a_{MnO}}{a_{Mn}} = F(a_O, T)$$

де: $a_{MnO} = \gamma_{MnO} \cdot X_{MnO}$

Коефіцієнт розподілу марганцю залежить від температури, окислення розплаву і шлаку, складу шлаку. Очевидно, що для ковшових шлаків при виробництві сталі у MnO залежить від складу шлаку і зокрема від співвідношення CaO/Al₂O₃.

Повинна існувати лінійна залежність між вмістом марганцю, що переходить в метал і окисленням металу. В рамках лабораторних експериментів було виявлено, що для перших проб металу після початку прямого легування дана закономірність спостерігається (рис.19), а потім, після закінчення реакції відновлення, залежність набуває характеру, зображений на рис. 7.

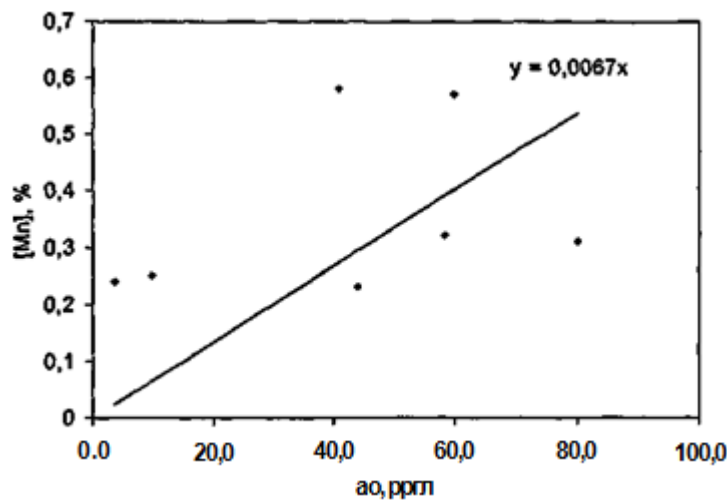


Рис. 7. Залежність вмісту марганцю в металі від його окислення для перших проб металу після початку прямого легування

Продукт реакції прямого відновлення переходить в метал, оскільки розчинність марганцю в залізі є необмеженою. Згідно з отриманими термодинамічними даними (35) процес може протікати з великим екзотермічним ефектом.

Плавки проводилися без перемішування металу після присадки марганцевмісного матеріалу з метою розподілу марганцю в процесі затвердіння металу. При аналізі процесу спиралися на механізм конвекції розплаву при

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.03.ЕЧ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

затвердінні, описаний в роботі.

Ефективність процесу оцінювали за концентрацією марганцю в верхній і нижній частинах злитку. Результати наведені на рис. 20 і рис. 21. При кристалізації розплаву формуються конвективні потоки вздовж фронту кристалізації, що веде до вирівнювання концентрацій марганцю за об'ємом. Причиною конвекційних потоків є переохолодження на фронті кристалізації, але на нього можуть впливати і інші фактори, як-то переохолодження верхньої області металу, продування металу і т.д. Як показує рис. 20, збільшення тривалості дії конвективних потоків призводить до зниження неоднорідності металу за складом. Таким чином, дослідження кристалізації злитка на зниження швидкості всього процесу умовами масо-переносу в розплаві і свідчать про необхідність додаткового перемішування розплаву.

З огляду на конструктивні особливості печі Таммана (основний фронт кристалізації - верхня і нижня поверхні злитка), при кристалізації злитка в печі виникають умови для значних конвективних потоків, обумовлених різницею температур між областями з підвищеним вмістом марганцю (верхня частина злитка) в область зі зниженим вмістом марганцю (обсяг металу) З рис. 8 випливає, що нерівномірність складу металу по марганцю зростає в залежності від кількості відновленого марганцю.

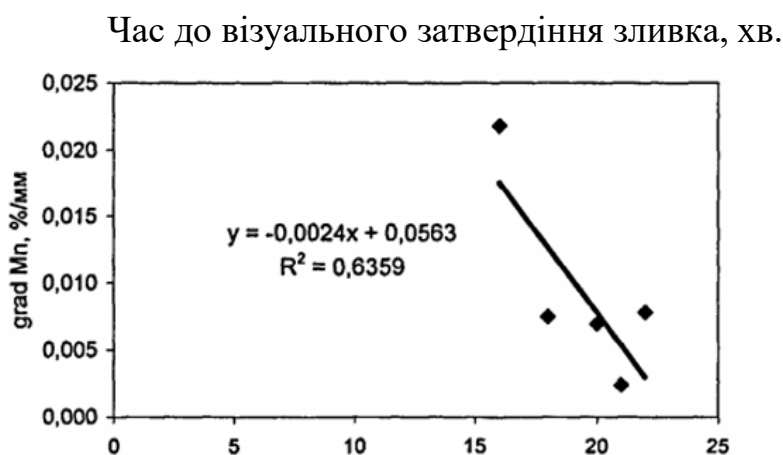


Рис 8. Градієнт концентрації марганцю по висоті злитка в залежності від кількості відновленого марганцю

									Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата					

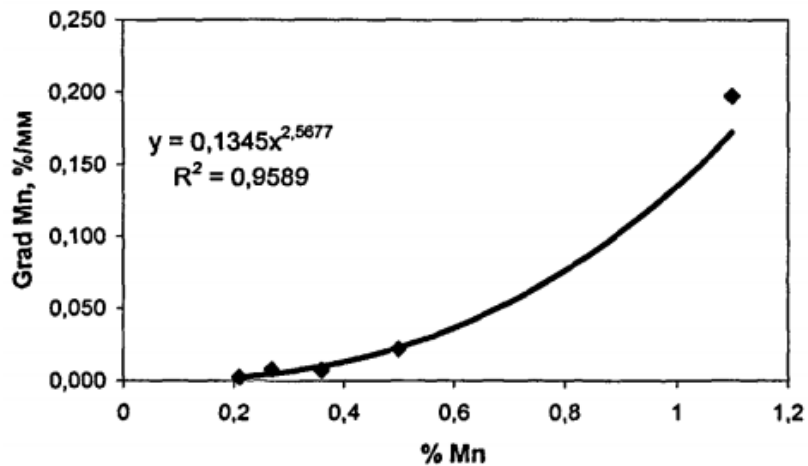


Рис. 9. Зміна вмісту марганцю по висоті злитка в залежності від кількості відновленого марганцю.

Звідси можна зробити висновок, що підвищення кількості введеного в розплав марганцю для підвищення рівномірності його розподілу вимагає додаткової організації його розподілу за обсягом металу.

З іншого боку, зростання концентрації марганцю по всіх горизонтах злитка вказує на можливість протікання реакції відновлення марганцю без додаткового перемішування.

3.1.2 Кінетика процесу відновлення марганцю з оксидного матеріалу

Реакції, що протікають в сталеплавильній ванні, часто є гетерогенними, так як в них беруть участь речовини, розчинені в декількох фазах. Так реакція окислення вуглецю протікає в системі, яка складається з двох рідких (металу і шлаку), однієї або декількох газоподібних (окис вуглецю, атмосфера печі, що вдихається в ванну кисень або повітря) і однієї або декількох твердих (пожина, руда, залишки нерозчинених в шлаку шматків шлакоутворюючих матеріалів) фаз. У реакціях видалення фосфору і сірки з металу беруть участь метал, шлак і т.д. Отже, сталеплавильні реакції, по суті, є складними процесами, в кожному з яких власне хімічна реакція - лише одна зі стадій процесу.

Будь-який хімічний процес у ванні можна уявити що складається з наступних стадій:

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.03.ЕЧ	Арк.
.Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

1. Підведення реагентів до зони реакції
2. Власне акт хімічної реакції
3. Відведення продуктів реакції із зони реакції

Дані, отримані в роботі по відновленню оксиду марганцю кремнієм свідчать про гальмування процесу масо-переносу. Аналогічні уявлення використані в роботах, в яких запропонована математична модель процесу прямого легування.

Не дивлячись на те, що необмежена розчинність марганцю в залозі сприяє протіканню реакції, можна припустити, що реакція лімітується зовнішнім масо-переносом, тобто надходженням оксиду марганцю в зону реакції і залежить від характеристик плавлення марганцевих матеріалів і властивостей середовища (шлаку), в якій відбувається перенесення оксидів марганцю.

При описі хімічної реакції перевірили і гіпотези про форму кінетичного рівняння:

1. Хімічна реакція, описується рівнянням швидкості другого порядку:

$$\frac{dc}{d\tau} = kc^2$$

2. Хімічна реакція, описується рівнянням швидкості першого порядку:

$$\frac{dc}{d\tau} = kc$$

Перетворення призводить до наступного вигляду цих рівнянь:

$$\frac{1}{c} - \frac{1}{c_0} = k\tau$$

$$\ln \frac{c}{c_0} = k\tau$$

Для експериментальних плавок були побудовані графіки залежності дійсної концентрації марганцю і кремнію від часу. Отримані залежності для експериментальних плавок зображені далі на рис. 10-15.

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.03.ЕЧ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

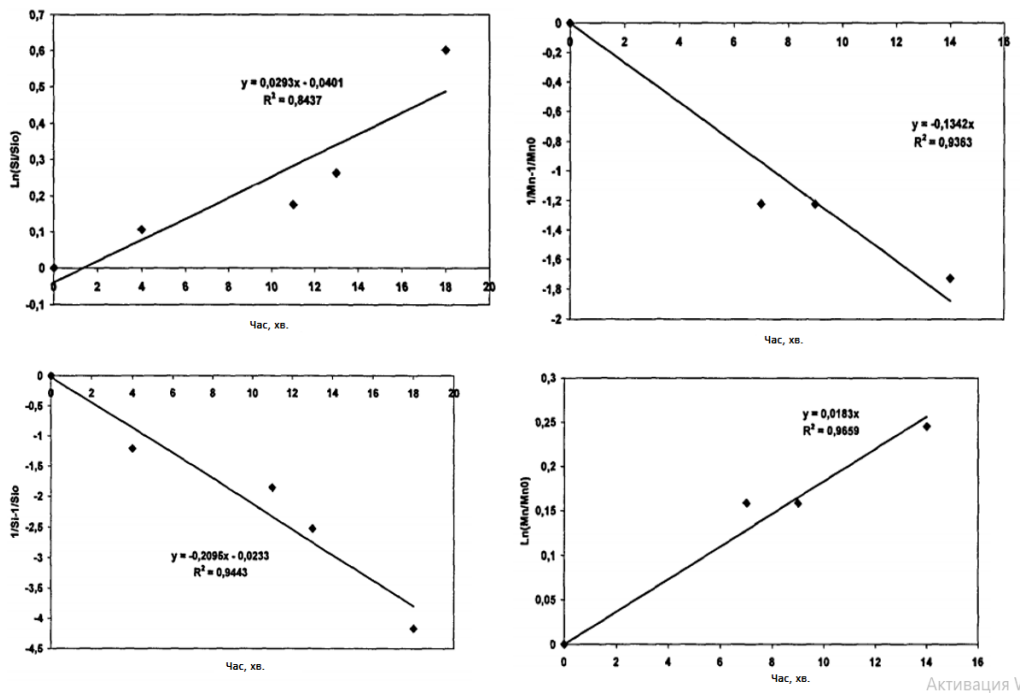


Рис. 10. Залежність концентрації кремнію і марганцю від часу (Плавка 1)

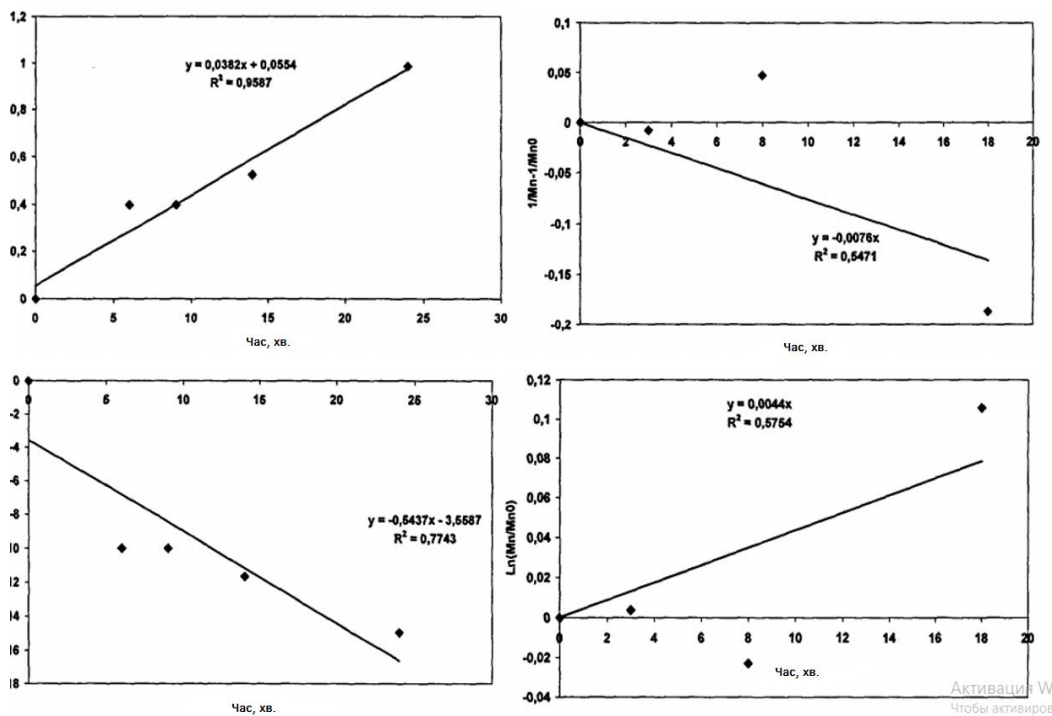


Рис. 11. Залежність концентрації кремнію і марганцю від часу (Плавка 2)

Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата

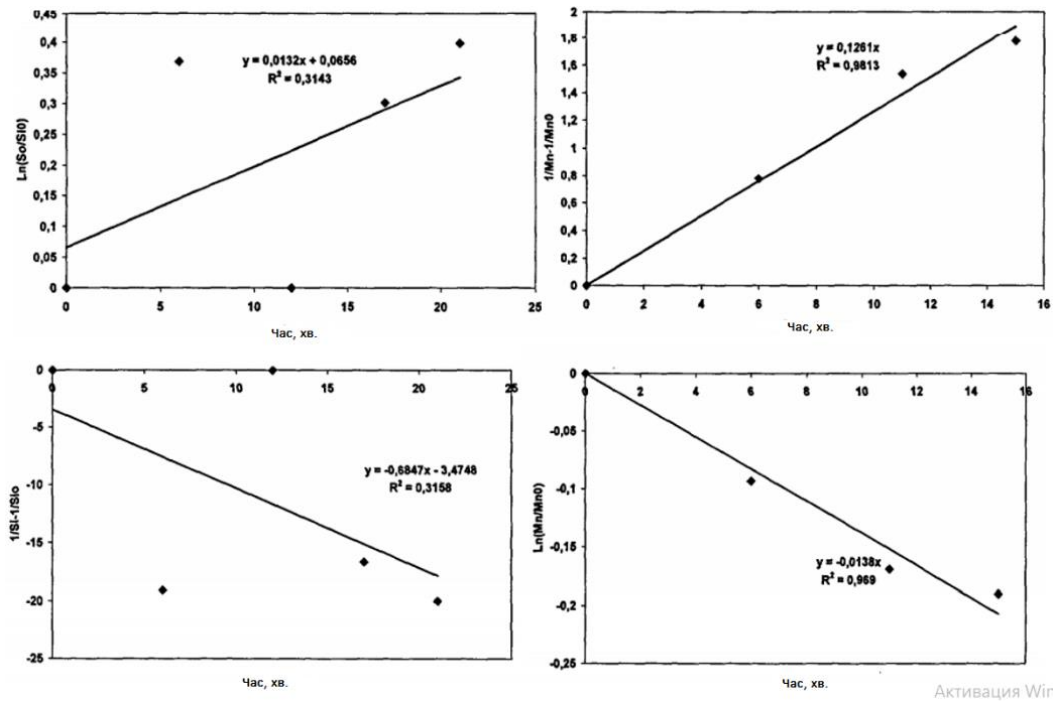


Рис. 12. залежність концентрації кремнію і марганцю від часу (Плавка 3)

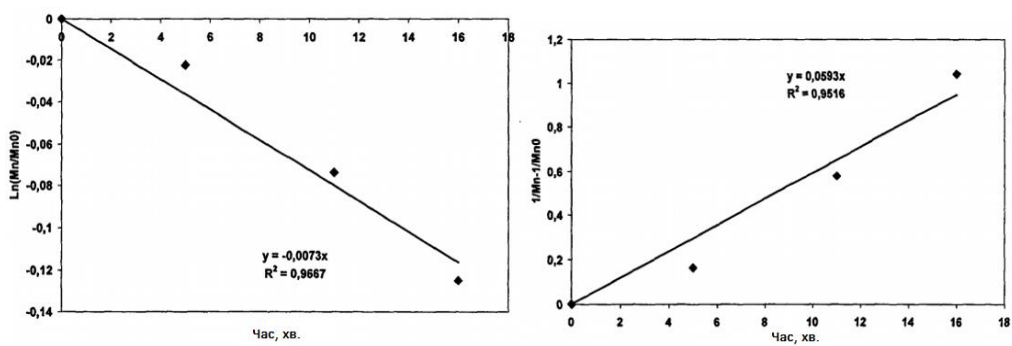


Рис. 13. Залежність концентрації марганцю від часу (Плавка 4)

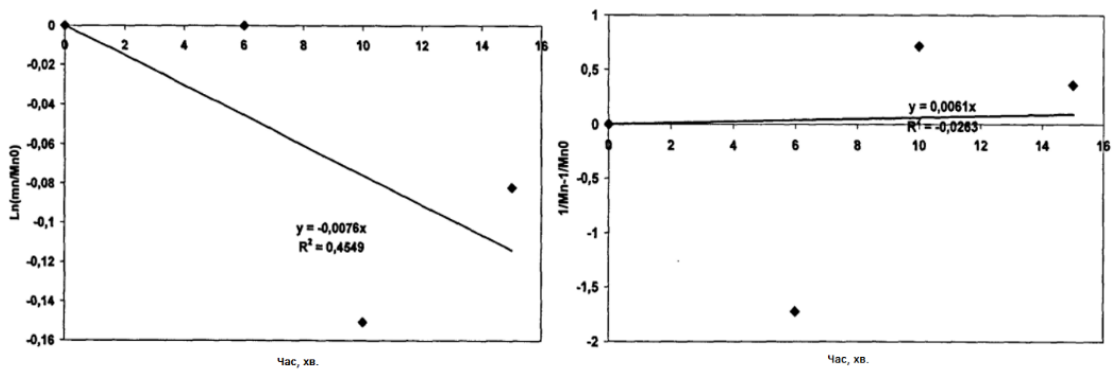


Рис. 14. Залежність концентрації марганцю від часу (Плавка 5)

Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата

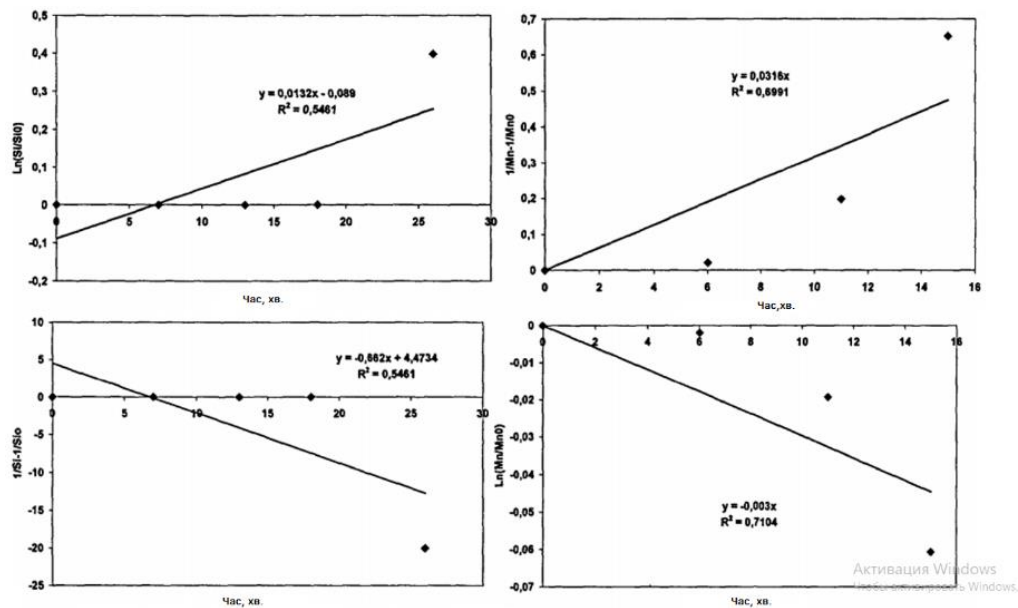


Рис.15. Залежність концентрації кремнію і марганцю від часу (плавка б)

Оцінка якості апроксимації за величиною коефіцієнта кореляції показала, що процес краще описується залежністю у вигляді, представленому в рівнянні. Це дозволяє говорити про протікання процесу прямого відновлення марганцю в режимі контролю швидкості масо-переносом, що збігається з відомими літературними даними.

Тому для опису процесу прямого легування використовували рівняння, яке після перетворення має вигляд:

$$\frac{C}{C_0} = e^{kr}$$

Збалансових міркувань випливає, що: $Mn_{присадки} = Mn_{метали} + Mn_{шлак}$

Оскільки маса присадки марганцю в експериментах постійна, і присадка марганцю здійснюється в один прийом, то маса марганцю в металі прямо пропорційна масі марганцю в шлаку.

Статистична обробка залежності, наведених на рис. 10-15 дозволила розрахувати коефіцієнти рівняння. Значення коефіцієнтів наведені в табл. 13, де також наведені деякі параметри експериментальних плавок, а саме початкова швидкість відновлення марганцю і температура розплаву в момент присадки оксидного матеріалу і відновника.

Таблиця 9 -				Параметри експериментальних плавок		Арк.
				КНУ.РМ.136.24.544с-11.03.ЕЧ		
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Плавка	Значення коефіцієнта К в рівнянні (61): $Mn_{\text{e}} * Mn_0$	Початкова швидкість відновлення, %/хв	T, °C
1	0,018	0,062	1590
2	0,004	0,193	1550
3	-0,021	0,143	1540
4	-0,006	0,053	1620
5	-0,010	0,116	1610
6	-0,014	0,052	1620
7	0,0087	0,048	1570
8	-0,0022	0,033	1570

На основі табл.9 можна побудувати графік залежності швидкості відновлення марганцю від температури (див. Рис. 28).

Зниження швидкості відновлення при збільшенні температури є властивість екзотермічної процесу, що є важливою характеристикою процесу прямого легування і узгоджується з літературними даними, а також з результатами термодинамічного аналізу.

Результати кінетичного аналізу показали, що реакція прямого відновлення протікає в режимі зовнішнього масо-переносу, при цьому з урахуванням необмеженої розчинності марганцю в металі, масо-перенос відноситься до підводу оксиду марганцю в зону реакції, тобто до масо-переносу в оксидній фазі.

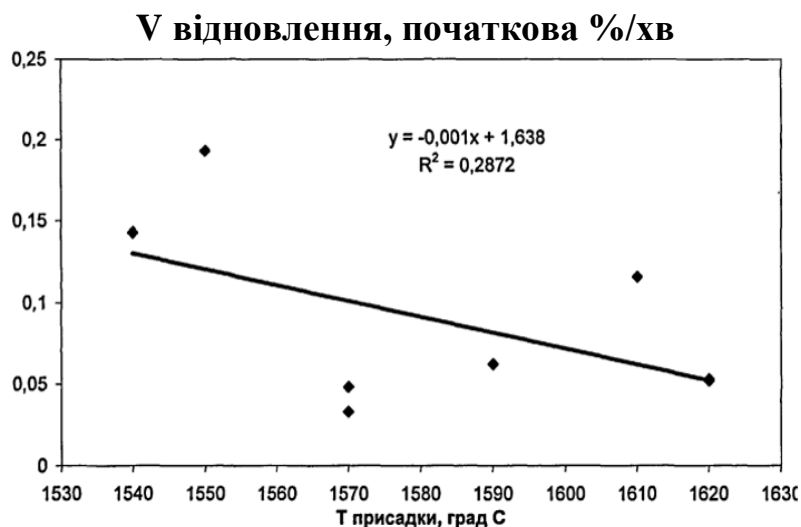


Рис. 16. Залежності початкової швидкості відновлення марганцю від температури в момент присадки матеріалів

3.2 Промислові експерименти по прямому легуванню і відновленню

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.03.ЕЧ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

марганцю з шлакової фази в окислювальних умовах

Як уже згадувалося, широко відоме застосування елементів технології прямого легування в традиційних металургійних агрегатах, в яких переважають окисні умови. Прикладом такого агрегату є кисневий конвертер.

Були проаналізовані промислові дані відносяться до конвертерів діючих виробництв, зокрема комбінатів «ЕКО-Шталь» (Німеччина) і «Северсталь» (Росія).

Обидва конвертерних цеха пущені в експлуатацію на початку 80-х років. Цех заводу «ЕКО-Шталь» обладнаний 2 LD-конвертерами з донною продувкою інертним газом, установкою десульфурації чавуну, піччю-ковшем і RH-вакууматором. Конвертерне виробництво ВАТ «Северсталь» обладнано 3 LD-конвертерами місткістю 350 тонн, 4 установками доведення металу, установкою ковшового вакуумування VD-OB і установкою піч-ківш. Обсяги виробництва в конвертерних цехах складають понад 7,5 млн т. На рік для «Северсталь» і більше 2.2. млн т. на рік для комбінату ЕКО-Шталь. Застосовувані в конвертерному процесі шлакоутворюючі матеріали наведені в табл. 10.

Таблиця 10 - Шлакоутворюючі що застосовуються

«ЭКО-ШТАЛЬ»			«Северсталь»			
Вид	CaO, %	MgO, %	Вид	CaO, %	MgO, %	Оксиди Fe, %
Доломіт	>55	>32	Доломіт обпалений	>55	>32	
Вапно	>93	>1	Вапно	>90	>1	
Вапняк	>50		Вапняк	>50		
			Вапно озалізоване	>75	>5	>7
			ИМФ	>50	>29	>7
			Доломіт сирий		>14	

Для порівняння на масиві з більш ніж 400 плавок наведені дані по роботі конвертерів на двох комбінатах за класичною LD-схемою, тобто без донної продувки, (див. Табл. 11)

Таблиця 11 - Усереднені значення технологічних параметрів конвертерного процесу двох заводів.

		Комбінат	Параметр		Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата	

КНУ.РМ.136.24.544с-11.03.ЕЧ

	[C] в завалці	(FeO)	BAS
ЭКО-ШТАЛЬ	0,037±0,013	21,89±5,9	3,43 ± 0,83
«Северсталь»	0,049±0,038	27,51±7,3	3,33 ±1,12

Практика роботи конверторів на заводах різниться, зокрема на комбінаті ЕКО-Шталь не застосовується зупинка на заданому вуглеці, але задаються більш вузькі межі параметрів.

Дані результатів хімічного складу шлаків за завалкою були проаналізовані за наведеною схемою:

1. Склад шлаку був представлений квазітрійною системою (CaO'-FeO'-SiO₂)
2. Розрахунок концентрації насичення по CaO і ступеня насичення шлаку по CaO на підставі моделі Шмеля (Schmoele). У цьому пункті під концентрацією насичення мається на увазі розчинність CaO, в шлаку складу CaO-FeO-SiO₂, яка обчислюється за формулою:

$$\text{CaO} = 68 - \% \text{FeO}(0,36 + 0,00212 \cdot \% \text{FeO})$$

1. Розрахунок концентрації насичення по MgO проводився моделі Йонг Мін Пак (Jong Min Park). Відповідно до цієї моделі існує функція X

$$X = (\% \text{CaO}) + 0,45 \cdot (\% \text{FeO} + \% \text{Fe}_2\text{O}_3) + 0,55 (\% \text{MnO})$$

Яка пов'язана з розчинністю MgO співвідношенням:

$$(\% \text{MgO}) = 0,00816 \cdot X^2 - 1,404 \cdot X + 62,31$$

3.2.1 Промислові данні комбінату «Северсталь»

На ВАТ "Северсталь" проведено ряд плавок з використанням марганцевого

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.03.ЕЧ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

агломерату.

В рамках проведених плавок вироблялося змінювали часом присадки марганцевмісних матеріалів, які подавалися в кількості 1-2 т.

Використовували агломерат з наступними параметрами:

- Фракція 10-80 мм;
- Масова частка класу менше 10 мм не більше 10%;
- Масова частка класу більше 80 мм не більше 10%.

Хімічний склад агломерату наведено в табл. 15.

Таблиця 12 - Хімічний склад марганцевого агломерату

Елемент	Mn _{заг}	MnO ₂	SiO ₂	P	S	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	П.П.Д.
Вміст, мас. долі %	42,0	45,0	10,0	0,035	0,019	0,900	0,270	7,100	5,200

За результатами промислових експериментів порівняли дві групи плавок сталі 17Г1С, або 17ГСУ, з присадкою марганцевого концентрату і без неї. Параметри металу на випуску наведено в табл. 12 і 13.

Таблиця 13 - Параметри плавок із застосуванням марганцевого агломерату.

Кількість агломерату, кг	Mn, %	C, %	(F	(Ca	T °C
1029	0,073	0,060	28	45,5	1734
1083	0,099	0,072	28,5	40,2	1655
1161	0,108	0,075	26,7	47,0	1714
1088	0,118	0,095	22,3	46,1	1706
1173	0,109	0,044	25,7	42,0	1672
1087	0,100	0,044	22,8	46,7	1637
Середнє значення					
1100	0,102	0,065	26,8	44,2	1690

Таблиця 14 - Параметри плавок без марганцевого агломерату.

Mn, %	C, %	(FeO), %	(CaO), %	T, °C

--	--	--	--	--

0,048	0,039	35,2	39,3	1723
0,089	0,057	24,7	47,5	1706
0,073	0,072	26,4	45,8	1703
0,093	0,050	27,1	45,7	1719
0,089	0,047	25,2	50,5	1715
0,129	0,110	21,4	51,6	1699
0,086	0,059	24,2	47,9	1736
0,091	0,070	20,7	49,8	1630
Середнє значення				
0,089	0,067	25,2	47,3	1703

На підставі цих даних була складена табл. 14, в якій наведена описова статистика по групах плавок.

Таблиця 15 - Порівняльна статистика параметрів плавок.

Параметр порівняння	Плавки с застосуванням марганцевого агломерату	Плавки без марганцевого агломерату
Концентрація Mn в завалочній пробі, мас долі %	0,102±0,018	0,089±0,016
Концентрація С в завалочній пробі, мас. долі%	0,065±0,015	0,067±0,018
Концентрація FeO в шлаку, мас, долі %	26,8±2,7	25,2±3,3
Концентрація CaO в шлаку, мас, долі %	44,2±1,8	47,3±2,9
Температура, °С	1690±9	1703±11

З табл. 15, на плавках із застосуванням марганцевого концентрату вміст марганцю в завалочній пробі більше в порівнянні з "звичайними" плавками, вміст CaO в шлаку знижується, вміст FeO в шлаку в експериментальних плавках вище.

В процесі відновлення марганцю з марганцевмісної сировини важливу роль відіграє час подачі його в конвертер. Так як параметри плавки (склад металу, шлаку, температура розплаву) по ходу продувки постійно змінюються, їх впливу на поведінку марганцю в різні періоди буде різним. Для визначення моменту

продувки, коли присадка марганцевмісного матеріалу призведе до найкращих результатів, були проаналізовані лані 28 дослідних плавках, отримані результати

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.03.ЕЧ	Арк.
.Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

наведені на рис. 32.

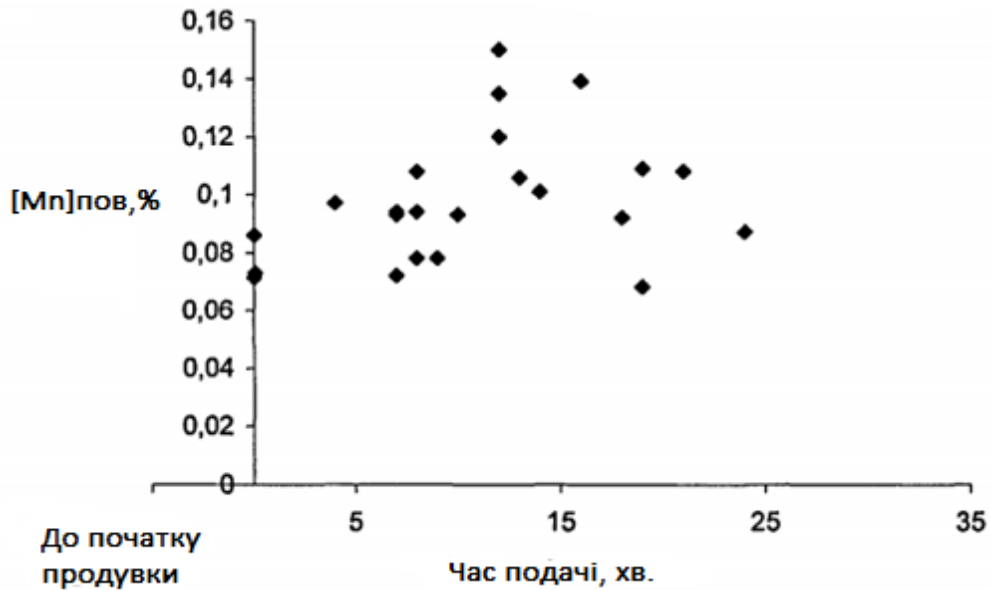


Рис. 17. Залежність концентрації марганцю в металі за завалкою від часу присадки оксидних матеріалів

На рис. 17 момент часу «0» означає початок продувки металу киснем в електродуговій печі.

Отримані результати відповідають теоретичним в тій частині, що найбільші показники концентрації марганцю в завалочній пробі були досягнуті при подачі марганцевого агломерату в середині продувки, коли, спостерігається висока швидкість розчинення вапна і мінімальна частка оксидів заліза і марганцю, тобто в'юститної фази, в шлаку. Тобто, на підставі експериментальних даних, оптимальним моментом присадки марганцевого агломерату є середина продувки, і для подальшого аналізу було відібрано плавки, відповідні цим параметром.

Залежність коефіцієнта розподілу марганцю в залежності від концентрації вуглецю в сталі, основності шлаку і температури металу може бути виражена лінійною функцією виду $L_{Mn} = f([C], T, B)$.

Вихідними даними для знаходження залежності служив масив експериментальних плавок (15 плавок) сталі марки 17Г1С на яких використовували

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.03.ЕЧ	Арк.
.Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

марганцевий агломерат для легування сталі.

Параметри дослідних плавок приведені в табл.14.

Таблиця 14 - Параметри дослідних плавок.

(CaO) _{шл.} %	Mn] _{ме} %	Mn] _{вапн} %	G _{агл} кГ	G _{чав} Г	G _{брТ}	G _{ва} кГ	G _{част.об} кГ	G _{част.необ} кГ	G _{імф} кГ
44,0	0,072	0,19	1168	290	69	18272	959	6015	3051
43,2	0,120	0,20	1786	305	100	14263	1451	6015	9134
47	0,108	0,40	1161	285	70	22401	476	6018	6169
44,8	0,078	0,25	556	320	85	20294	500	10772	0
49,3	0,094	0,204	968	315	85	22235	969	6017	918
47,7	0,093	0,252	1082	310	94	20163	1485	14019	6038
44,2	0,106	0,253	800	320	85	20095	1106	14019	4047
41,2	0,093	0,204	801	325	82	24260	1133	9016	10090
39,6	0,078	0,337	1266	315	87	18855	3635	9448	0
59	0,101	0,346	1931	310	85	22544	1021	12073	69
44,1	0,094	0,32	542	300	95	18153	1074	5965	5019
46,8	0,135	0,325	500	315	95	18211	2509	7034	1090
47,3	0,15	0,3	497	315	95	18202	3202	7035	11025

Зміст (MnO) в шлаку розраховували балансовим методом.

$$(MnO)_{шл} \cdot 55/71 \cdot G_{шл} + [Mn]_M \cdot G_M = [Mn]_{чав} \cdot G_{чав} + [Mn]_{лом} \cdot G_{лом} + [Mn]_{агл} \cdot G_{агл}$$

де (MnO)_{шл} - масовий вміст оксиду марганцю в шлаку, % [Mn]_М; [Mn]_{чав}; [Mn]_{лом}; [Mn]_{агл} - концентрація марганцю, відповідно, в металі перед випуском, чавуні, брухті і марганцевому агломераті, %.

Для оцінки кількості шлаку що утворюється застосовували рівняння матеріального балансу для оксиду кальцію. Величина концентрації (CaO) може бути використана для оцінки кількості шлаку, так як вапно не розчиняється у металі і повністю переходить в шлак.

Рівняння матеріального балансу для оксиду кальцію має вигляд:

$$(CaO)_{шл} \cdot G_{шл} = (CaO)_{агл} \cdot G_{агл} + (CaO)_{изв} \cdot G_{изв} + (CaO)_{дол.н} \cdot G_{дол.н} + (CaO)_{дол.об} \cdot G_{дол.об} + (CaO)_{імф} \cdot G_{імф} + G_{міксшл} \cdot (CaO)_{міксшл}$$

де (CaO)_{шл} - концентрація оксиду кальцію в шлаку, мас, частки %;

(CaO)_{агл} - концентрація оксиду кальцію в марганцевому агломераті, мас, долі %;

(CaO)_{вапн} - концентрація оксиду кальцію в вапні, мас, долі %; (CaO)_{дол.н}.

										Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата	КНУ.РМ.136.24.544с-11.03.ЕЧ					

$(CaO)_{\text{дол.об.}}$ - концентрація оксиду кальцію в доломіті необпаленому і обпаленому, мас, долі %;

$(CaO)_{\text{имф}}$, $(CaO)_{\text{МНКС-шлг}}$ - концентрація оксиду кальцію в ІМФ у міксерному шлаці, мас, долі %;

$G_{\text{шлг}}$, $G_{\text{М}}$, $G_{\text{чав}}$, $G_{\text{лом}}$, $G_{\text{конц}}$, $G_{\text{долн}}$, $G_{\text{дол.об}}$, $G_{\text{вап}}$, $G_{\text{ІМФ}}$, - маси, відповідно, шлаку, металу, чавуну, брукту, марганцевого агломерату, вапна, доломіту невипаленої, доломіту випаленого і ІМФ, кг.

Результати розрахунку концентрації оксиду марганцю в шлаку і коефіцієнта розподілу марганцю наведені в табл.15.

Таблиця 15 - Результати розрахунку матеріального балансу для масиву плавок

Маса шлаку, кг	$(MnO)_{\text{шл}}$, %	L Mn	[C],%	T,°C	Основність шлаку
44,58	3,86	38,51	0,052	1684	4,58
39,63	3,67	32,19	0,044	1663	3,57
50,25	2,77	34,01	0,075	1714	4,017
49,52	2,56	32,83	0,06	1717	3,965
48,07	2,52	26,80	0,054	1707	4,008
51,36	2,89	31,03	0,064	1715	3,975
54,12	2,38	22,48	0,049	1731	3,374
65,96	1,74	18,67	0,064	1711	3,521
56,1	3,53	45,23	0,049	1707	3,667
42,3	5,28	52,29	0,08	1674	6,344
45,0	3,18	33,87	0,042	1685	3,585
46,86	2,82	20,90	0,074	1700	3,099
47,14	2,45	16,35	0,133	1686	2,832

Використовуючи множинний регресійний аналіз, була знайдена залежність коефіцієнта розподілу марганцю від концентрації вуглецю, температури і основності. В результаті отримуємо рівняння залежності коефіцієнта розподілу марганцю від температури, вмісту вуглецю і основності шлаку:

$$L_{Mn} = 139,92 - 116,65 [C] - 0,079T + 8,70B, R^2 = 0,71,$$

де L_{Mn} - коефіцієнт розподілу марганцю між шлаком і металом.

					Арк.
					КНУ.РМ.136.24.544с-11.03.ЕЧ
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата	

Рівняння добре описує експериментальні дані в наступному інтервалі значень:
[C]=0,042-0,133%; T = 1663-1731°C; B=2,8-6,3.

На підставі отриманого рівняння можна зробити висновок про те, що збільшення температури, концентрації вуглецю в металі на повалення і зниження основності призводить до зниження коефіцієнта розподілу марганцю, тобто підвищення концентрації його в металі.

Заводські дані за результатами роботи великовантажних конверторів вказують на можливість незначного відновлення оксиду марганцю вуглецем в окислювальних умовах кисневого конвертера, при цьому на процес відновлення впливає час присадки марганцевих матеріалів. Отримані дані вказують на доцільність подання марганцевого агломерату в середині продувки.

3.3 Ковшовий варіант прямого легування та порівняння його з результатами лабораторних експериментів

Так як легування стали марганцем в конвертері вище 0,15% представляється важко досяжним (див. рис. 32), то основна увага була приділена розробці технології прямого легування у відновлювальних умовах. В основі запропонованої технології лежало уявлення про полегшення плавлення матеріалів, що містять марганець, у тому числі оксидів марганцю при утворенні евтектичних сполук з рідкими оксидами інших елементів. У такому випадку не потрібна підготовка спеціальних сумішей або брикетів і для відновлення необхідно необхідно тільки підведення відновника в зону реакції.

Для реалізації схеми прямого легування, випробуваної в лабораторних умовах, потрібна наявність рідкого відновника під шаром рідких оксидних матеріалів, включаючи оксид марганцю, що відновлюється.

Подібні процеси відомі у металургії. Так, у дисертації Казакова СВ. [75] наводяться дані промислових експериментів за динамікою усереднення складу металу при введенні легуючих елементів (Al, Si, Mn). Процес вивчали за результатами проб металу, що відбираються з ковшів місткістю 350 тонн під час

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.03.ЕЧ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

продування розплаву на УДМ. Під час експериментів пічний шлак відсікали під час випуску футерованою чавунною кулею, а також вживали заходів для захисту металу від вторинного окиснення. З метою усереднення метал продували аргоном на спеціальній установці протягом 3-4 хвилин з інтенсивністю 0.3-2 м³/хв через занурену футеровану фурму, температура сталі перед продуванням коливалася в інтервалі 1590 - 1620°C.

Сталь розкисляли металевим марганцем та первинним алюмінієм різними способами. За першим варіантом всю необхідну кількість алюмінію та марганцю давали в ківш при зливі металу з конвертера, алюміній давали в коші у вигляді чушок, а марганець вводили шматками розміром 50-70 мм. За другим варіантом, частина алюмінію у вигляді чушок і весь марганець вводили в ківш при зливі металу з конвертера, частину алюмінію, що залишилася - під час продування стали аргоном при температурі металу 1590°C. Алюміній на аргонній установці вводили або панчохами, або у вигляді штанг діаметром 210-240 мм, що подаються за допомогою крана. Під час продування металу аргоном вводили 600-700 кг алюмінію. При цьому час введення шматкового алюмінію становив від 3 до 9 хвилин, а час введення штанг складав зазвичай 5 хв.

За третім варіантом у ківш при випуску металу з конвертера давали 100 кг алюмінію, а весь марганець і основна кількість алюмінію вводили під час продування аргоном, марганець подавали з бункера фракцією 50-70 мм в кількості 400-650 кг одноразово. Час введення марганцю становив ~ 3 сек. При цьому під конвертером, щоб уникнути викидів, метал попередньо розкисляли алюмінієм у кількості близько 100 кг.

Схема відбору проб та продування, згідно з роботою [75] представлена на рис. 37.

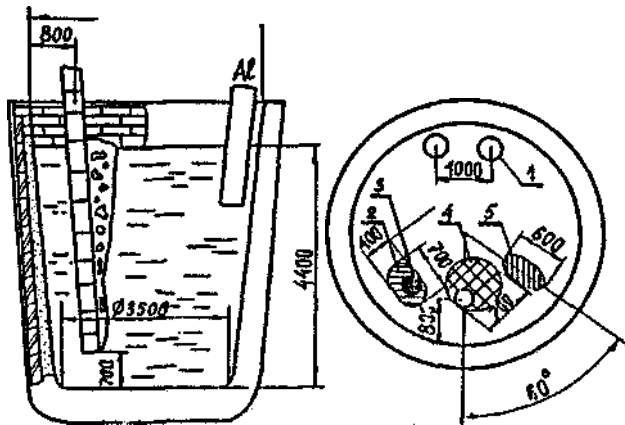


рис. 18. Схема промислових експериментів згідно з роботою [75]

На **рис. 18** показано:

1. Алюмінієві штанги
2. Місце введення марганцю
3. Місце вимірювання температури
- 4 . Місце інтенсивного руху металу (бурун)
5. Місце відбору проб

Відбір проб здійснювали у верхніх горизонтах ковша з глибини 50-70 мм при відборі пробовідбірником і з глибини 200-300 мм від поверхні розділу шлак сталь при використанні стаканчика.

Температура плавлення чистого марганцю нижче за температуру плавлення заліза. При попаданні холодного шматка марганцю в метал, на його поверхні утворюється гарнісажна скоринка. Після теплового періоду скоринка плавиться і розплавлений марганець надходить у метал, тобто. відсутня період дифузійного розчинення. Марганець вводили у ківш практично миттєво порівняно з періодом вирівнювання концентрації (6-10 хвилин). Алюміній навпаки, вводили метал протягом більш тривалого періоду часу.

При одночасному введенні марганець є природним індикатором процесу усереднення. Криві концентрації марганцю мають типовий характер: різке зростання концентрації до максимуму після введення та зниження до величини близької до середнього значення по ходу продування.

Найбільш інтенсивний циркуляційний рух металу відбувається у двофазній газонасиченій зоні та біля поверхні розплаву. Рух внутрішніх обсягів металу

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.03.ЕЧ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

переважно має характер ненаправлених турбулентних пульсацій. Тому наведена концентрація індикатора цих обсягах плавно змінюється від 0 до середнього значення.

У зміні концентрації алюмінію також спостерігали періодичність. При аналізі даних щодо динаміки зміни вмісту алюмінію при введенні його у вигляді штанг було встановлено [75], що в середньому через 2 хвилини на поверхні металу з'являлися краплі рідкого алюмінію.

Таким чином, результати промислових експериментів, проведених на ківшах великої місткості, вказують на наявність активного переміщення металу біля межі розділу метал-шлак під час усередненої продування, а також можливість спливання крапель чистого рідкого алюмінію до межі розділу фаз.

Періодична зміна концентрації алюмінію практично відповідає коливанням концентрації марганцю (див. рис.39). Можна припустити, що в певні моменти часу в зону реакцій у межі метал-шлак надходять об'єми металу багаті на алюміній. Цей процес у роботі [75] названий формуванням «хвилі».

З урахуванням даного процесу, слід очікувати інтенсифікації реакцій на межі метал-шлак при надходженні багатого відновником обсягу металу до межі поділу.

Зміна складу металу та шлаку на двох плавках, проведених за описаною методикою. Як видно з графіків, концентрація алюмінію після введення змінюється за періодичним законом, при цьому приблизно одночасно коливається концентрація марганцю в металі і шлаку, що однозначно вказує на перерозподіл марганцю між металом і шлаком при підході до межі розділу обсягів металу, багатих алюмінієм.

3.4 Приклад технологічного процесу способу прямого легування сталі комплексом елементів

Подачу оксидного матеріалу, що містить оксиди марганцю, відновлення легувальних елементів шляхом уведення відновника та подачу шлакоутворювачів, додатково на поверхню рідкого металу подають матеріал, який містить сполуки інших легувальних елементів із рівномірним розподілом його та оксидного

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.03.ЕЧ	Арк.
.Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

матеріалу, який містить оксиди марганцю, по поверхні рідкого металу, і матеріалу, що містить сполуки інших легуючих елементів, починаючи введення відновника після досягнення висоти шару легуючих матеріалів, що подаються, яка дорівнює 0,1-0,15 загальної висоти шару, на межі розділу металевої і шлакової фаз, а відновлення легуючих елементів ведуть при температурі плавлення суміші оксидного матеріалу, що містить оксиди марганцю, та матеріалу, що містить сполуки інших легуючих елементів, забезпечуючи постійний контакт розплавленої частини відновника з гомогенною складовою плавкого плавленого легуючого матеріалу. Доцільно подачу оксидного матеріалу, що містить оксиди марганцю, і матеріалу, що містить сполуки легувальних елементів, здійснювати розосереджено або порційно, з витратою порції не менше 0,1 від загальної їхньої витрати.

Доцільно матеріал, що містить сполуки інших легувальних елементів, подавати у вигляді оксидів, або фторидів, або карбонатів легувальних елементів, або їхніх сполук.

Доцільно як відновник використовувати алюмінійвмісний, або кремнійвмісний, або вуглецевмісний матеріал, або групу лужноземельних металів, або їх поєднання. В основу пропонованого способу покладено ідею реалізації принципу, згідно з яким зниження температури в зоні реакції сприяє збільшенню константи рівноваги реакції і, отже, підвищує повноту її перебігу, для чого в пропонованому способі створено такі умови:

1. Мінімальна температура в зоні реакції за мінімальної в'язкості шлаку з високою сорбційною здатністю щодо продукту реакції відновлення, тобто легко поглинає утворений Al_2O_3 або інший оксид активного елемента або їхніх сполук, що використовуються як відновник, який легко поглинається.

2. Постійна наявність у зоні реакції протягом усього процесу відновлення вихідних компонентів реакції - оксидного матеріалу, що містить оксид марганцю, і матеріалу, що містить сполуки інших легуючих елементів, і відновника.

3. Ефективне відведення із зони реакції її продуктів - відновленого легуючого елемента в об'єм металу, а також оксидів активних елементів - відновників у шлакову фазу.

Так як марганець необмежено розчинний в рідкому залозі, то поглинання

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.03.ЕЧ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

рідким металом відновлюваних мікрочастинок марганцю відбувається миттєво, а конвективні потоки, що завжди мають місце в об'ємі рідкого металу, виносять збагачені відновленим елементом шари обсяг рідкого металу, середня хімічний склад по марганцю. Інші легуючі елементи, що відновлюються, у присутності мікрочастинок відновленого марганцю також інтенсивно розчиняються в об'ємі металу тому, що відновлення їх відбувається в рідкофазному режимі і, отже, відсутні перешкоди до їх розчинення в рідкому металі.

Введення відновника здійснюють та підтримують таким чином, щоб його плавлення відбувалося строго на межі розділу металевої та шлакової фаз. При цьому відновник вводять у кількості, що забезпечує термічність суміші матеріалів, що подаються - оксидного матеріалу, що містить оксиди марганцю, і матеріалу, що містить з'єднання інших легуючих елементів.

Спосіб прямого легування сталі марганцем і хромом здійснювали в 250-тонному конвертері. У конвертер подавали рідкий чавун такого хімічного складу, мас. %: С - 4,42; Si - 0,82; S - 0,020; P - 0,095, залізо - решта, і шлакоутворювальні матеріали, як такі, що використовували вапно, такого хімічного складу, мас. %: CaO - 92,0; MgO - 6,5; інші побічні домішки (п.п.п.) - решта.

Як оксидний матеріал, що містить оксиди марганцю, використовували матеріал такого хімічного складу, мас. %: (MnO+Mn₂O₃+Mn₃O₄) - 61,81 (з них Mn - 44,6); SiO₂ - 12,3; Fe₂O₃ - 2,3; Al₂O₃ - 3,2; CaO - 11,7; MgO - 3,7; С - 2,1; P - 0,2; S - 0,010; в.п.п. - решта.

Як матеріал, що містить сполуки інших легувальних елементів, використовували оксид хрому такого хімічного складу, мас. %: Cr₂O₃ - 70,81; FeO - 12,2; Al₂O₃ - 9,31; SiO₂ - 5,9; MgO - 1,78, п.п.п. - решта.

Як відновник використовували алюмінійвмісний і вуглецевмісний матеріали. Як алюмінійвмісний матеріал був узятий відсів шлаку алюмінієвого виробництва такого хімічного складу, мас. %: Alматалл - 44,8; п.п.п. - решта, як вуглецевмісний матеріал було взято вугілля такого хімічного складу, мас. %: С - 85,9; S - 0,47; п.п.п. - решта. Після подачі в конвертер рідкого чавуну і шлакоутворювальних матеріалів рідкий метал продували киснем з витратою 940 Нм³/хв протягом 8 хвилин і видаляли окислювальний шлак. Після цього в конвертер на поверхню рідкого

металу розосереджено вводили оксидний матеріал, що містить оксиди марганцю з витратою 14,0 кг/т (3500 кг), і матеріал, що містить оксид хрому з витратою 12 кг/т (3000 кг) фракцією 10-20 мм кожного з рівномірним розподілом їх по поверхні рідкого металу. При досягненні висоти шару легувальних матеріалів, що подаються, яка дорівнювала 0,1-0,15 загальної висоти шару, не припиняючи подавання оксидних матеріалів, на межу розділу металевої і шлакової фаз вводили відновлювач: відсів шлаку алюмінієвого виробництва фракцією 20-30 мм з витратою 1785 кг і вугілля фракцією 10-20 мм з витратою 465 кг, забезпечуючи термічність суміші оксидних матеріалів, що подаються. Відновлення легуючих елементів вели при температурі плавлення суміші, що складається з оксидного матеріалу, який містить оксиди марганцю, і матеріалу, який містить оксид хрому, забезпечуючи постійний контакт розплавленої частини відновника з гомогенною складовою плавких матеріалів протягом усього процесу відновлення. Для отримання сталі необхідного хімічного складу необхідні легуючі добавки (мідь і нікель) подавали в конвертер, а розкислювач - феросиліцій - у ківш. Готову сталь розливали в зливки масою 12,5 тонн, які прокочували на лист товщиною 10-20 мм і проводили металографічні дослідження.

Отримали сталь такого хімічного складу, мас. %: С - 0,11; Si - 0,24; Mn - 0,57; S - 0,010; P - 0,007; Al - 0,025; Cr - 0,60; Ni - 0,70; Cu - 0,46; Fe - решта.

При цьому ступінь вилучення марганцю становив 92,7%, а ступінь вилучення хрому 89,8%. Забрудненість сталі неметалевими включеннями (у балах) становила: оксиди - 1,4; сульфіді - 1,2; силікати - 1,3.

Плавку за способом найближчого аналога проводили також у 250-тонному конвертері з розкисленням і легуванням металу в конвертері. Випущений з конвертера метал без шлаку за температури 1690°C містив у своєму складі алюміній і кремній. Під час випуску одночасно в ківш подавали суміш марганцевої руди (Mn=48,0%, SiO₂=3,5%, Fe=3,4%, CaO=1,5%, Al₂O₃=2,5%, P=0,05%) та вапна (CaO=90%) при співвідношенні CaO:MnхOу=1:1, вуглецевий ферохром марки ФХ-650 і феросиліцій марки ФС-65. Нікель і мідь для отримання сталі необхідного хімічного складу, як і при здійсненні пропонованого способу, подавали в конвертер. Після витримки протягом 10 хв за основності шлаку після витримки CaO/SiO₂=1,3

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.03.ЕЧ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

отримали сталь такого хімічного складу, мас.‰: С - 0,15; Мn - 0,51; Si - 0,27; Al - 0,003; Cr - 0,54; Ni - 0,72 Cu - 0,55; S - 0,017; P - 0,015; Fe - решта.

Ступінь вилучення марганцю становив 71,2%, а ступінь вилучення хрому - 67,8%, забрудненість сталі неметалевими включеннями (у балах) становила: оксиди - 3,5; сульфідни - 2,8; силікати - 2,0.

Використання пропонованого способу забезпечує високий ступінь засвоєння легуючих елементів і знижує забрудненість сталі неметалевими включеннями.

3.5 Спосіб виплавки легованої сталі в дуговій електропечі - процес лп-ш

Легування сталі ванадієм навіть у невеликих кількостях - до 0,1 % V значно збільшує експлуатаційні властивості сталі.

Однак схеми виплавки легованих ванадієм сталей мають низку проблем. Наприклад, при використанні металізованих ванадійвмісних окатишів, їхня частка може становити до 30-50 %, і для збільшення механічної міцності таких окатишів процес їхньої металізації в шахтних печах проводять за температур, що на 150-200⁰ С перевищують температури при процесах металізації окатишів зі звичайних руд, які не містять титану. Крім того, для процесу металізації в окислені окатиші з титаномагнетитоподібних руд змушені для збільшення їхньої механічної міцності додавати вапно, що, однак, при підвищенні основності, знижує міцність одержуваних при цьому металізованих окатишів. Зазначені недоліки ускладнюють і здорожують вартість металізованих ванадійових окатишів, призводять до часткової втрати їхньої міцності, що, своєю чергою, збільшує собівартість одержуваної в електродугових печах легованої ванадієм сталі.

За умови використання ванадієвого шлаку в кількості 3-3,5 % від маси металошихти і ступеня засвоєння ванадію металом 80-90 % забезпечується вміст ванадію в сталі до 0,27-0,3%. Однак недоліком використання ванадієвого шлаку є застосування в металошихті до 90 % металевого брухту, що призводить до перманентного забруднення сталі небажаними елементами (здебільшого кольоровими металами), і зниження якості сталі. Особливо цей недолік

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.03.ЕЧ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

проявляється під час електроплавки сталей на сталеве лиття: можлива поява тріщин ізниження твердості сталі.

Забезпечення прямого легування сталі ванадієм при підвищенні якості сталі за рахунок зменшення в ній домішок кольорових металів, а також зниження енергетичних і матеріальних витрат, є вельми актуальним завданням.

Це завдання розв'язується тим, що в пропонованому вдосконаленому способі виплавки легованої ванадієм сталі - ЛП-Ш (легування пряме з удосконаленим складом шихти) - використовують вдосконалений склад шихти: конверторний ванадієвий шлак, металургійний брухт і чавун у шихті. Причому для плавки використовують металошихту, що складається з:

- 30-50 % металізованих окатишів (брикетів), що не містять оксиду Ti і V;
- ванадійвмісного шлаку із вмістом ванадію 0,5-0,6 %;
- при цьому частка маси конверторного ванадієвого шлаку від маси металізованих окатишів становить 2-10 %, частка ванадієвого чавуну від маси металошихти становить 10-15 %.

Перед подачею окатишів або брикетів в електродугову піч здійснюють їхній підігрів до температури 300-500 °C і доздорювання газами дугової печі, що відходять. Чугун у металошихті використовують у рідкому вигляді; плавку проводять в електродуговій печі постійного струму.

Таким чином, у способі ЛП-Ш у шихті дугової електропечі застосовують металізовані окатиші або брикети, які не містять оксиду титану (30-50 %), ванадійвмісний або ливарний чавун (10-15 %) і металевий брухт 35-60 %. Тим самим частка металевого брухту під час виплавки легованої ванадієм сталі зменшиться в 1,5-2,5 рази, що відповідно призводить до зниження насичення сталі кольоровими металами. При цьому наявність у шихті конверторного ванадієвого шлаку в кількості 2-10 % від маси металізованих окатишів (або брикетів) забезпечує легування сталі ванадієм до 0,07 і 0,4 % відповідно. А за наявності у ванадієвому чавуні до 0,5 % ванадію і частки чавуну 10-15 % від маси металошихти, вміст ванадію в сталі додатково збільшується на 0,04-0,065 %. У разі необхідності вмісту ванадію в сталі до 0,3 % і частки ванадієвого шлаку 8-10 % від маси металізованих окатишів використовується звичайний або ливарний

чавун без вмісту ванадію. Зі збільшенням частки чавуну в електросталеплавильному виробництві до 30 і 50 % витрата електроенергії скорочується на ~100 і 200 кВт·год/т, що відповідає енергоємності (з урахуванням ККД виробництва електроенергії) ~40 і 80 кг у.п./т. Однак зі збільшенням частки чавуну в шихті енергоємність процесу зростає пропорційно енергоємності чавуну, що кінцевому підсумку призводить до відповідного збільшення енергоємності електросталеплавильного виробництва.

Використання рідкого чавуну замість твердого призводить до зниження витрат електроенергії на виплавку сталі до 4 кВт/т на 1 % рідкого чавуну в шихті.

Нагрівання металізованих окатишів з використанням відхідних газів електропечі (за типом шахтних електропечей) до температури 300-500 °С додатково знижує витрату електроенергії дугової електропечі на 7-10 %. При цьому, за наявності у газах, що відходять, відновлювальних газів (оксид вуглецю, водень), відбувається довосстановлення заліза в металізованих окатишах на 2-3 %, що призводить до зменшення виходу шлаку і додаткового зниження витрат електроенергії в дуговій електропечі.

Цей спосіб реалізується в печах як змінного, так і постійного струму. Однак у печах постійного струму забезпечуються кращі можливості реалізації окислювального і відновного періоду плавки внаслідок кращої взаємодії шлаку з більш рухливою металевою ванною.

Запропонований спосіб представлений на рис. 1.

Процес відбувається таким чином. В електропіч 1 з використанням знімного склепіння 2 з бункера 5 завантажується металевий брухт, з використанням завантажувального пристрою 10 завантажується вапно. З кожного електрода 3 проводиться нагрів і проплавлення шихти. З бункера 6 в електропіч завантажується твердий чавун або з ковша 7 заливається рідкий чавун. Металізовані окатиші та брикети завантажуються через бункер 4. Подача конверторного ванадієвого шлаку проводиться за допомогою завантажувального пристрою 9. Підігрів металізованих окатишів або брикетів та їхнє довантаження газами електропечі, що відходять, здійснюється шляхом приєднання електропечі 1 через газохід до бункера (шахти) з металізованою сировиною. Введення

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.03.ЕЧ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

додаткових компонентів шихти і розкислювачів здійснюється завантажувальним пристроєм 8.

Склад металізованих окатишів (мас. %): 87,0-84,0 Fe_{заг} ; 77,0-83,0 Fe_{мет} ; 4,0-9,0 FeO; 0,9-1,4 C; 0,6-0,8 CaO; 7,9-8,5 SiO₂ ; 0,015-0,018 P₂O₅; 0,004-0,006 S. Ступінь металізації становить 91-96 %, насипна густина - 2-3 т/м³ , пористість - до 50-60 %. Склад рідкого чавуну (мас. %): 0,04 P; 0,46-0,48 V; 4,0-4,5 C; 0,14-0,20 Si; 0,23-0,28 Mn; 0,12-0,14 Ti; 0,031-0,039 S. Температура чавуну 1280-1300 °С.

Склад конверторного ванадієвого шлаку (мас. %): 2-4 Сг O23 ; 17-18 Si O23 ; 26-32 Feобщ; 8-9 TiO2; 9-10 MnO; 18-20 V O25; 1-3 Федисп; 1,2-1,5 CaO.

Склад металобрухту (мас. %): 0,02 S; 0,27 C; 0,17 Si; 0,5 Mn; 0,02 P; 96 Fe.

Якщо використовувати електропіч місткістю 5 т, то витрата матеріалів становитиме: 0,5-0,75 т рідкого чавуну; 1,5-2,5 т металізованих окатишів; 0,03-0,25 т конверторного ванадієвого шлаку; 0,5 т вапна; 1-2,47 т металобрухту.

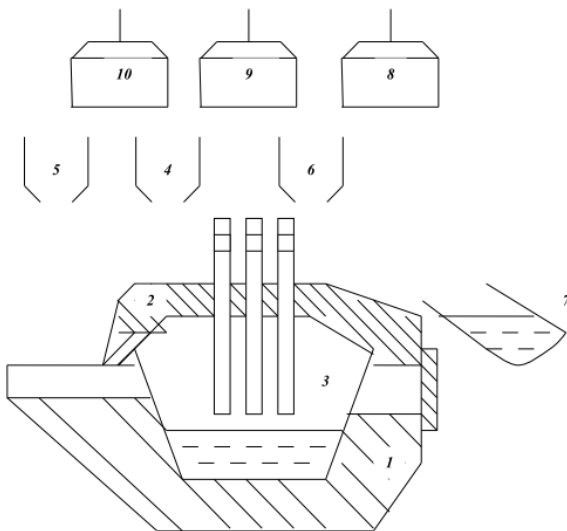


Рис. 19. Спосіб виплавки сталі в електродуговій печі: 1 - електропіч; 2 знімне склепіння печі; 3 - електроди; 4 - бункер із металізованими окатишами (брикетами); 5 - бункер із металевим брухтом; 6 - бункер із твердим чавуном; 7 - ківш із рідким чавуном

Для досягнення високого ступеня вилучення ванадію в сталь наприкінці відновник-ного періоду вміст оксидів заліза в шлаку має становити 0,5 -1,5% . 3

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.03.ЕЧ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

урахуванням цього за вмісту ванадію в металізованих окатишах 0,42% досягається задана кількість ванадію в сталі (0,07-0,09).

Приблизний склад газів, що відходять з ЕДП, за експериментальними даними: 4-7% CO, 10-20% CO₂, 1-2% O₂ [7]. Загальний об'єм газів, що залишають ЕДП, близький до об'єму повітря, що проходить через піч, і залежить від часу плавки (пропорційно до часу зростає об'єм повітря, що просмоктується) [6]. Тому в матеріальному балансі ЕДП статті приходу кисню і витрати газів наведені без урахування повітря, що проходить через піч (враховуються тільки витрати кисню на окислення вуглецю шихти ЕДП).

Матеріальний баланс виплавки сталі в ЕДП представлений у табл. 1.

Таблиця 16 - Матеріальний баланс для процесу ЛП-Ш в ЕДП

Прихід, кг/т сталі		Витрата, кг/т сталі	
Вуглемісткий брут	479	Сталь	1000
Металізовані окатиші	493		
Рідкий чавун	154	Шлак	120
Вапно	23	Гази	25
Кисень	16		
РАЗОМ:	1165	РАЗОМ:	1145

$$H_M = \frac{1165 - 1145}{1165} \times 100\% = 1,7\%$$

Нев'язка балансу:

Розрахунок статей теплового балансу проводиться на 1 т сталі на основі матеріального балансу ЕДП. Тепловий баланс виплавки сталі в ЕДП представлений у табл. 2.

Таблиця 17 - Тепловий баланс для процесу ЛП-Ш в ЕДП

Прихід тепла, МДж/т сталі				Витрата тепла, МДж/т сталі	
Тепло електросенергії		985	Тепловміст металу		1058
КНУ.РМ.136.24.544с-11.03.ЕЧ					
.Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата	Арк.

		Тепловміст шлаку	92
Фізичне тепло шихти	797	Тепло ендотерм. реакцій	62
Тепло екзотермічних реакцій	268	Тепло газів, що відходять	325
		Тепловтрати	513
РАЗОМ:	2050	РАЗОМ:	2050

Удосконалений спосіб ЛП-Ш спрямований на легування сталі ванадієм. Схема отримала назву "Спосіб виплавки легованої ванадієм сталі з комплексної шихти" (Патент на винахід №2355780, пріоритет від 02.07.2007 р.).

З урахуванням специфіки процесу розраховано матеріальні та теплові баланси електродугової печі процесу ЛП-Ш. На основі аналізу результатів розрахунків зроблено оцінку ефективності процесу ЛП-Ш, яка показала, що пропонуваній склад шихти ЕДП забезпечує різке зниження кольорових домішок в одержуваній легованій ванадієм сталі, а також знижує енергоємність сталі.

В удосконаленому процесі виявлено резерви для зниження в сталях домішок кольорових металів, зниження матеріальних та енергетичних витрат на процес металізації окатишів (брикетів) при збереженні їх металевих міцності. Використання в шихті рідкого чавуну забезпечує додаткове зниження витрат електроенергії.

4. ОПТИМІЗАЦІЯ ПРОЦЕСУ ПРЯМОГО ЛЕГУВАННЯ ТА ЕКОНОМІЧНА ДОЦІЛЬНІСТЬ ЇЇ ВПРОВАДЖЕННЯ

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.03.ЕЧ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Рішення про доцільність впровадження та освоєння нових технологічних підходів приймаються на основі економічного ефекту від їх реалізації за певний період (зазвичай за рік). При цьому необхідне врахування обсягів робіт з реалізації, виконаних за стандартними методами для забезпечення їх якості. При цьому враховується вартість заміни старого обладнання на нове або вартість модернізації наявного.

При виборі варіантів нових технологій традиційно обирається варіант з найменшими інвестиціями, а коли такі витрати рівні, вибирається варіант із найбільшою ефективністю. Після попереднього вибору важливим є використання методу порівняння, де в залежності від стадії впровадження за міру порівняння береться:

- під час технологічних інновацій – найкращі технологічні результати;
- на стадії розробки та тестування – показники або інші індикатори того, що змінюється при впровадженні.

В даній роботі ми за індикатор оптимізації взяли параметр, що характеризує економічну ефективність процесу. Економічні вигоди від прямого легування сталі та марганцем слід оцінювати, беручи до уваги витрати на перерозподіл усіх ресурсів по переділах – у видобувному, феросплавному та сталеливарному виробництві.

Втрати марганцю при виробництві феросплавів містять втрат при видобутку руди (приблизно 20%), при підготовці та збагаченні (приблизно 25%), при плавленні феросплавів (близько 20%), а також втрат безпосередньо при легуванні сталі (10-20%). Тому проблема винайдення технологічного підходу до економії марганцю дуже актуальна з точки зору не тільки економіки окремого підприємства, але й в контексті економіки природокористування.

Економічна ефективність (E_{ef}) процесу прямого легування ґрунтується на зниженні собівартості сталі завдяки застосуванню дешевшого матеріалу (обґрунтовано на рис. 4.1), що містить марганець (руда, концентрат), яка визначається наступним чином:

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.04.ОППЛ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$E_{ef} = B_{FeMn} \times C_{FeMn} - B_{pyou} \times C_{pyou} - B_{FeSi} \times C_{FeSi} \quad (4.1)$$

де B_{FeMn} – витрачання феромарганцю за базовою технологією;

B_{pyou} – витрати (технологічні за нормою витрачання) марганцевої руди;

B_{FeSi} – приріст витрачання феросиліцію порівняно з базовою технологією;

C_{FeMn} , C_{pyou} , C_{FeSi} – ціни відповідно феромарганцю, руди та феросиліцію.

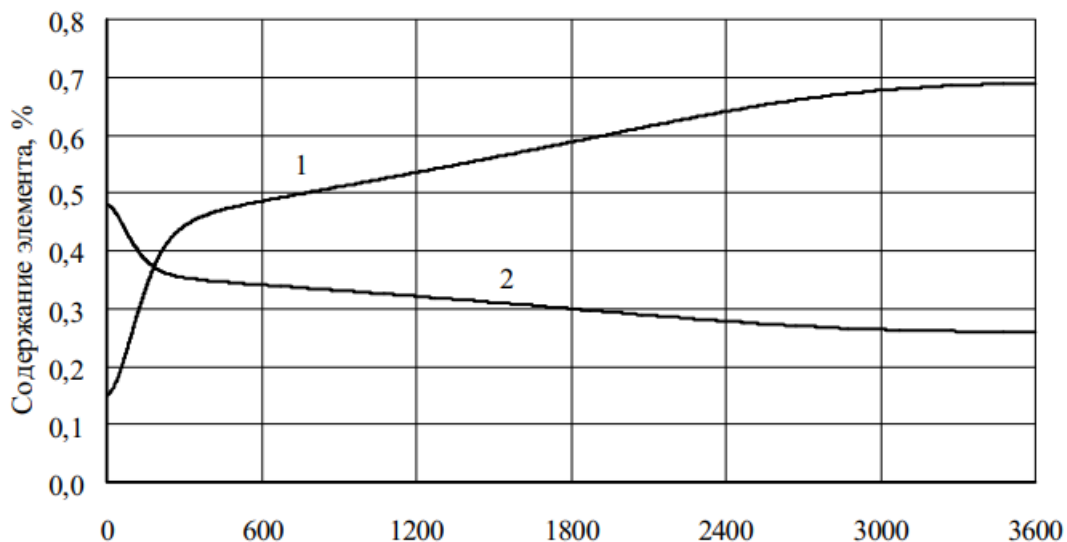


Рис. 4.1. Зміна вмісту кремнію та марганцю в сталі при прямому легуванні сталі марки 45

1 – концентрація марганцю, мас. %; 2 – концентрація кремнію, мас. %.

Аналізуючи рівняння 4.1. та рис. 4.1, можна зробити висновок, що процес прямого легування ефективний до тих пір доки витрати на феромарганець перевищують витрати на руду та феросиліцій, необхідний для відновлення марганцю.

Основним же критерієм, що впливає на економічну ефективність, є витрачання та якість марганцевої руди. Це в результаті визначає і її ціну. Витрати ж руди визначаються, насамперед, вмістом марганцю в руді та в готовій сталі.

Відомо, що чим багатша руда на вміст марганцю, тим більшу кількість марганцю можна з неї ввести в сталь, а отже, заощадити більше феромарганцю. Однак тут є важливою ціна руди, яка змінюється зі зростанням вмісту марганцю. Наразі світові ціни на марганцеві руди і концентрати змінюються в межах: від

\$0,7 за 1% Mn при вмісті в руді на рівні 15-27%, до \$2,3 за 1% Mn при вмісті в руді на рівні 42-47 %.

На рис. 4.2 зображено залежність економічної ефективності прямого легування сталі від вмісту марганцю в руді для сталі 25Г2С. Залежність побудована на основі даних про фактичні витрати феросплавів під час виплавки сталі за традиційною технологією з використанням стандартних сплавів і розрахункових даних, отриманих за математичною моделлю. У розрахунках використано середні світові ціни: ФМн70 - \$700; ФС45 - \$545, ФС65 - \$600.

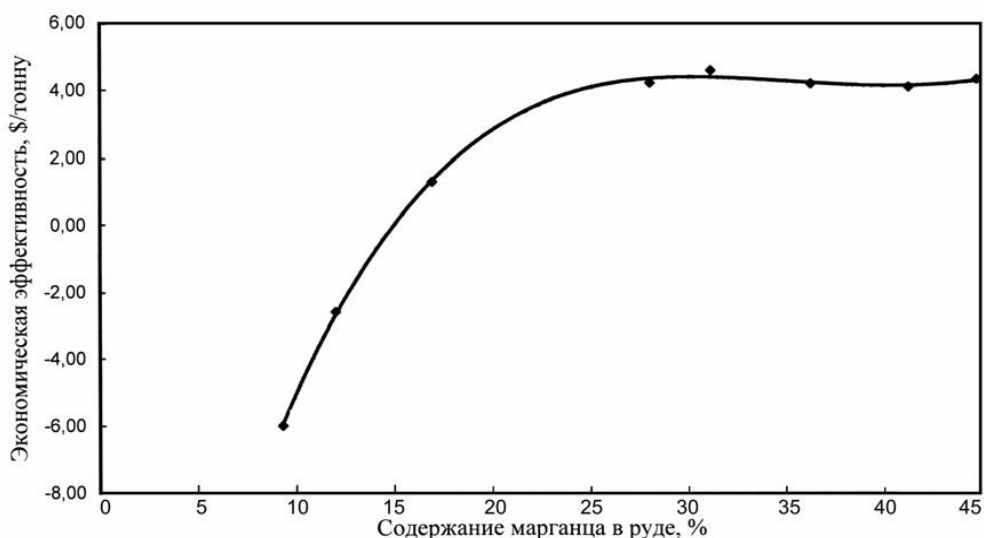


Рис. 4.2. Залежність рівня економічної ефективності прямого легування від % Mn

на основі представленої залежності (рис. 4.2) видно, що руди із вмістом марганцю менше 15% використовувати економічно не вигідно. Зі зростанням вмісту до 25% економічна ефективність різко зростає, а, починаючи з 25%, залишається практично постійною, хоча в разі підвищення вмісту марганцю в руді понад 25% можна отримати технологічну ефективність за рахунок вилучення більшої кількості марганцю.

Тож, коливання вмісту марганцю в руді в межах 25-45% не дає приросту економічної ефективності. Це означає, що технологія прямого легування дає змогу використовувати марганцеві руди з великим розкидом хімічного складу. Рівень межі чутливості економічної ефективності залежить від марки виплавленої сталі, а точніше від кількості марганцю, яку необхідно ввести в

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.04.ОПЛ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

метал. Так, якщо для сталі 25Г2С (де вміст Mn становить 1,2-1,6%) він становить приблизно 30%, то для вуглецевих сталей (де Mn 0,3-0,8%) – приблизно 20%. Ситуація зміниться, якщо ціна на руду не залежить від вмісту марганцю. В цьому випадку реалізується принцип – чим більше марганцю в руді, тим ефективніша технологія. Мінімальноможливої ціни можна досягти в тому разі, якщо підприємство самостійно видобуває марганцеву руду.

На основі попередніх технологічних висновків виявили певні закономірності характерні для процесу відновлення оксидів марганцю під час виплавки сталі в дуговій електропечі з використанням для легування сталі оксидних марганцевмісних матеріалів. При цьому виробництво рядових сталей із вмістом марганцю 0,4-0,9% при введенні марганцевої руди до 10 кг/т не становить труднощів для потрапляння в заданий хімічний склад, при цьому забезпечується стабільне засвоєння марганцю на рівні 90-95%. Виплавка з прямим легуванням марганцевистих сталей із вмістом марганцю 1-2% вимагає суворого дотримання технології. На стабільність одержуваних у цьому випадку результатів впливають основні технологічні операції плавки та їх параметри: своєчасність розплавлення шихти, шлаковий і температурний режими окислювального періоду плавки.

Дані щодо зміни хімічного складу сталі на деяких дослідних плавках наведено в табл. 4.1, економічні показники – в табл. 4.2.

Необхідно зауважити, що використання вуглецеводосилікотермічного відновлення дає змогу отримувати стабільно високе корисне використання кремнію – на рівні 95,3-98,0%. Кремній використовується на розкислення і на відновлення тільки MnO, що призводить до зниження витрат кремнію. Наскрізне вилучення марганцю при цьому стабільне і дорівнює 90-95%.

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.04.ОППЛ	Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Таблиця 4.1 – Зміна складу металу і шлаку під час плавки із прямим легуванням марганцем

Марка сталі	Витрати марганцевої руди	Засвоєння Mn	Корисне використання Si, %	Період плавки	Хімічний склад металу, (ваг. %)					Хімічний склад шлаку, (ваг. %)			
					C	Si	Mn	S	P	CaO	SiO ₂	FeO	MnO
15A	9,2	94,8	95,8	1	0,07	-	0,10	0,024	0,005	40	15	28	10
				2	0,08	0,25	0,55	0,014	0,009	52	23	7,7	6,4
				3	0,08	0,15	0,54	0,013	0,009	61	24	1,7	2,9
				4	0,13	0,26	0,52	0,006	0,011	56	28	0,8	0,5
25Г2 С	27,6	90,2	90,18	1	0,20	-	0,17	0,018	0,020	22	24	25	17
				2	0,15	0,52	1,34	0,013	0,023	38	33	1,5	9,5
				3	0,16	0,47	1,42	0,012	0,025	40	33	1,5	7,1
				4	0,27	0,78	1,42	0,010	0,025	37	35	1,2	3,6
08Г2 С	41,9	93,5	92,9	1	0,05	-	0,12	0,026	0,016	39	16	24	13
				2	0,06	0,71	1,88	0,014	0,022	38	33	1,1	11,4
				3	0,06	0,59	1,89	0,014	0,002	38	34	2,8	7
				4	0,07	0,80	1,95	0,011	0,022	36	35	2,1	4,2
Періоди плавки 1 – завершення окислювального періоду 2 – отримання 1-шої рафінованої проби 3 – отримання 2-шої рафінованої проби 4 – у ковші													

Таблиця 4.2 – Показники, що підтверджують економічну ефективність прямого легування марганцем

Марка сталі	Середня витрата матеріалів на розкислення і легування (кг/т)								Економічна ефективність (грн./т)
	Звичайна технологія				З прямим легуванням				
	ФС45	ФС75	Смн17Р	Мр1	ФС45	ФС75	марг. руда	коксик понад норми	
15А	7,2	3,6	-	3,4	7,1	4,1	8,8	1,5	258,3
25Г2С	12,8	3,1	16,2	-	24,0	3,2	26,4	4,0	246,0
08Г2С	16,2	4,1	16,8	9,3	35,2	3,6	41,9	3,2	897,9

Причому, наразі понад 80% усього обсягу сталі, що виплавляється в електродугових печах, виробляється з використанням прямого легування марганцем. Важливим є освоєння виробництво марок вуглецевої та низьколегованої сталі. Економічна ефективність технології перебуває в межах 250-900 грн./т металу залежно від марки сталі (де вміст Mn становить 0,35-0,65% та 1,2-1,6% відповідно).

Запропонована технологія прямого легування сталі марганцем у дуговій печі може бути застосована для виплавки сталі як двошлаковим процесом (у печах невеликої місткості), так і під час перенесення рафінувального процесу в АКОС. У цьому випадку розроблена технологія може бути використана для виплавки сталі в печах великої місткості, що працюють з доведенням металу поза піччю.

В залежності від вмісту Mn в шихті можна отримати різних вихід придатного металу при виплавці сталі. Це в свою чергу впливає і на кількість використання електроенергії при плавці в дуговій печі. Для порівняння та визначення економічної ефективності шляхом економії на електроенергії порівнювали показники теплового балансу плавки 1 – з використанням металобрухту; 2 – з використанням металізованих окатишів (склад яких наведено в табл. 4.3) та 3 – з використанням металізованих окатишів попередньо нагрітих. Результати порівняння зведено в табл. 4.4 та на продемонстровані рис. 4.3.

									Арк.
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата					

Таблиця 4.3. – Склад металізованих окатишів

Хімічний склад	Fe _{заг}	Fe _{мет}	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	C	S	P	Cu
Масова частка (середній показник), %	90,5	87	3,9	0,28	2,0	0,26	1,7	0,004	0,011	0,006

Таблиця 4.3 – Результати порівняння використання електроенергії при різних схемах плавки із прямим легуванням марганцем

Показники	Варіанти технології з різним типом плавки без нагрівання		
	1	2	3
Питоме витрачання електроенергії, кВт-год/т	510,44	615,96	461,25
Тепловий ККД, %	65,94	55,59	56,42
	Варіанти технології з різним типом плавки з нагріванням		
Питоме витрачання електроенергії, кВт-год/т	445,16	537,19	402,26
Тепловий ККД, %	65,57	55,28	56,36
	Порівняння варіантів		
Економія електроенергії, кВт-год/т	65,28	78,77	58,99

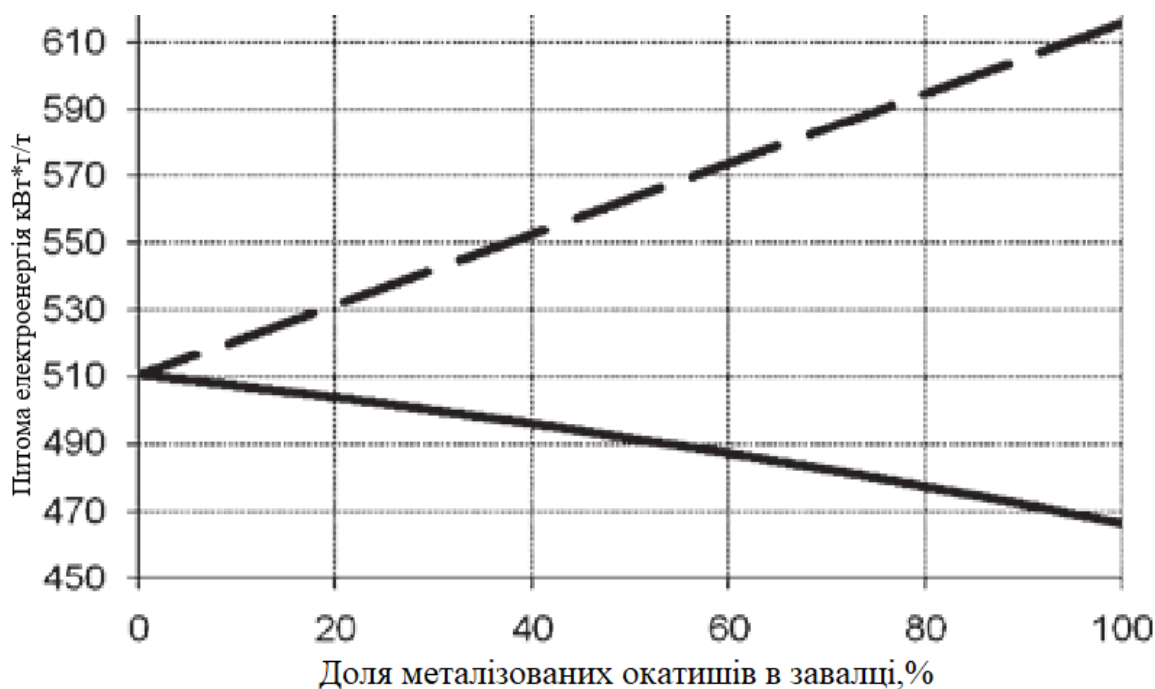


Рис. 4.3. Питома витрата електричної енергії при використанні металізованих окатишів з підігрівом їх до 600 °С та без підігріву

Тож використовуючи дані порівняння бачимо, що проблему зниження витрат електричної енергії (кВт-год/т) можна вирішити попереднім підігрівом металізованої сировини теплою газів що відходять з печі, або подаючи матеріали завалки безпосередньо з установки металізації в піч. А рис. 4.3 демонструє залежність питомої витрати електричної енергії при вимкнених паливно-кисневих пальниках та різній питомій вазі металізованої сировини, підігрітої до температури 600°C таі без підігріву.

В табл. 4.3 видно, що кількість використаної електроенергії є меншою у випадку використання завалки з брухту – в середньому на 5,5%. Для визначення рівня економії по кожному варіанту необхідно порівняти гривневий еквівалент вартості електроенергії (табл. 4.4). Також додамо, що вартість енергоресурсів у виробничій собівартості 1 т сталі складає від 6 до 14%, але отримання економії завжди шанс для підприємства підвищити ефективність виробництва та отримати додатковий прибуток при постійній ціні кінцевої продукції реалізації.

Таблиця 4.4 – Порівняння вартості енергетичних ресурсів при різних схемах

плавки із прямим легуванням марганцем					Арк.
КНУ.РМ.136.24.544с-11.04.ОПЛ					
Зм.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата	

Показники	Варіанти технології з різним типом плавки без нагрівання матеріалів завалки		
	1	2	3
Питоме витрачання електроенергії, кВт-год/т	510,44	615,96	461,25
Ціна, грн./кВт-год	Для промислових підприємств з 8:00 до 11:00 – 6,9 інший час 5,6. Беремо для розрахунку середню ціну 6,3		
Вартість електроенергії грн./т	3215,77	3880,55	2905,88
	Варіанти технології з різним типом плавки з нагріванням матеріалів завалки		
Питоме витрачання електроенергії, кВт-год/т	445,16	537,19	402,26
Витрачання природного газу	5,6 м ³ /т, а при ціні в 16 грн./м ³ це становитиме 89,6 грн./т		
Вартість енергетичних ресурсів грн./т	2894,11	3473,90	2623,84
Економія, грн./т	321,66	406,65	282,04
Ефективність, %	10,0	10,5	9,71

Висновки:

1. Економічна ефективність прямого легування сталі марганцем залежить від марки сталі. Так для сталі марки 15А економія від використання запропонованої технології становить 258,3 грн./т, для 25Г2С 246,0 грн./т, а для 08Г2С – 897,9 грн./т. Тому в реаліях кожного окремого підприємства в залежності від видів продукції, технологічних особливостей потрібно враховувати всі нюанси та визначати відповідно ефективність з урахуванням цих нюансів.

2. При використанні технології прямого легування для виплавки сталі в дугових печах порівнювали варіанти використання матеріалів завалки без попереднього нагріву та з нагрівом. Виявили, що рівень економії електроенергії при цьому становитиме від 58,99 до 78,88 кВт-год/т. Гривневий еквівалент економії на енергоресурсах з врахуванням зменшення кількості використання електроенергії та додатково використаного газу для нагрівання матеріалів завалки становитиме від 282,04 до 406,65 грн./т. Рівень ефективності використання технології коливається в межах 9,71-10,5%.

					КНУ.РМ.136.24.544с-11.В		
Зм.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата	Висновок		
Розробив		Романюха О.А.					
Перевірив		Кассім Д.О.					
Рецензент							
Н.контроль		Кассім Д.О.					
Затвердив		Савельев С.Г.					
					Літера	Аркуш	Аркушів
					каф.МЧМЛВ ЛВ-23-1м		