

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

ФАКУЛЬТЕТ МЕТАЛУРГІЇ

КАФЕДРА МЕТАЛУРГІЇ

(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота / проект

магістра

(рівень вищої освіти)

на тему Розробка технології виробництва феросилікомарганцю з антолінієм

Виконав: студент II курсу, групи МЕТ-18-103
спеціальності 136 „Металургія“

(код і назва спеціальності)

освітньої програми 136 Металургія горючих металів

(код і назва освітньої програми)

спеціалізації _____

(код і назва спеціалізації)

І.В. Шайтанов

(ініціали та прізвище)

Керівник доц. к.т.н. Кириченко О.Г.

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

Рецензент доц. к.т.н. Харченко О.В.

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

Запоріжжя
2020

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

Факультет Металургії
Кафедра Металургії
Рівень вищої освіти другий (магістерський)
Спеціальність 136 „Металургія“
(код та назва)
Освітня програма 136 Металургія горючих металів
(код та назва)
Спеціалізація _____
(код та назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри Металургії
Ю.Ф. Терновий
« _____ » _____ 20 _____ року

ЗАВДАННЯ
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ/ПРОЕКТ СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)

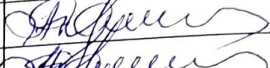
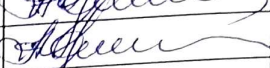

Смайтшову Івану Вікторовичу
(прізвище, ім'я, по батькові)

- Тема роботи (проекту) Розробка технології виробництва феросилікомарганцю з алюмінієм
керівник роботи к.т.н. доц. Кириченко Олександр Геннадійович,
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)
затверджені наказом ЗНУ від «10» вересня 2019 року № 1541-с
- Строк подання студентом роботи 28 грудня 2019 року
- Вихідні дані до роботи Розробка виробництва феросилікомарганцю. Аналіз витрат технологічних факторів на характеристики лінійної заливки феросилікомарганцю з алюмінієм та розробка раціонального способу використання алюмінію у виробництві. Науково-технічна література, авторські відеореєстри, ДСТУ.
- Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити) Резюме. Вступ. Розділ 1. Розділ 2. Розділ 3. Висновки.
Список використаних джерел.

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

Розділ 1, розділ 2, розділ 3 - креслення.

6. Консультанти розділів роботи


Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
Розділ 1	доц. Курченко О.Г.		
Розділ 2	доц. Курченко О.Г.		
Розділ 3	доц. Курченко О.Г.		

7. Дата видачі завдання _____

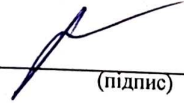
КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Вступ, Реферат	04.09.19-07.10.19	
2	Розділ 1	10.10.19-28.10.19	
3	Розділ 2	28.10.19-05.11.19	
4	Розділ 3, Висновки	28.10.19-05.11.19	
5	Графічна частина	01.12.19-25.12.19	

Студент  (підпис) Шайтанов Т.В. (ініціали та прізвище)

Керівник роботи (проекту)  (підпис) Курченко О.Г. (ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер  (підпис) Башній С.В. (ініціали та прізвище)

Реферат

Розрахунково-пояснювальна записка: 77 с., 26 табл., 12 рис., 23 джерел.

СИЛКОМАРГАНЕЦЬ, ФЕРОСИЛКОМАРГАНЕЦЬАЛЮМІНІЙ, ВИПУСК, РОЗПЛАВЛЕННЯ, ЗМІШУВАННЯ, РОЗЛИВАННЯ, ЗЛИТОК, МІЦНІСТЬ

Тема кваліфікаційної роботи: Розробка технології виробництва феросилікомарганцю з алюмінієм.

Мета роботи – дослідження і розробка технології виробництва феросилікомарганцю з підвищеним вмістом алюмінію методом змішування.

У розділі 1 проведений аналіз та фізико-хімічні основи виробництва кремній-, марганець- та алюмінійвмісних сплавів; надані основні властивості провідних елементів феросилікомарганцю; представлена характеристика сировинної бази феросплавної промисловості України; проаналізовані фізико-хімічні основи отримання феросилікомарганцю; показана технологія отримання феросплавів з алюмінієм і її застосування; наведені передумови і засоби для вирішення проблеми виготовлення комплексних сплавів.

У розділі 2 досліджена технологія виробництва феросилікомарганцю з алюмінієм; проаналізовані існуючі напрямки у виробництві та використанні феросилікомарганцю з алюмінієм; представлена характеристика існуючої технології виробництва феросилікомарганцю з алюмінієм і якості сплаву; наведена методика проведення досліджень; досліджений вплив технологічних факторів на характеристики міцності злитків феросилікомарганцю з алюмінієм; досліджений раціональний спосіб використання алюмінію у виробництві феросилікомарганцю з алюмінієм; досліджено застосування сплаву АК-19 у виробництві феросилікомарганцю з алюмінієм; розроблена технологія отримання алюмосилікомарганцю з використанням високозольного вугілля; досліджена виплавка алюмосилікомарганцю з техногенних і вторинних ресурсів.

У розділі 3 проведена економічна оцінка ефективності роботи.

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

ЗМІСТ

Вступ.....	7
Розділ 1. Аналіз та фізико-хімічні основи виробництва кремній- , марганець- та алюмінійвмісних сплавів.....	13
1.1. Основні властивості провідних елементів феросилікомарганцю.....	13
1.2 Характеристика сировинної бази феросплавної промисловості України.....	16
1.3. Фізико-хімічні основи отримання феросилікомарганцю.....	20
1.4 Технологія отримання феросплавів з алюмінієм і їх застосування.....	25
1.4.1 Технологія отримання фероалюмінію.....	25
1.4.2 Технологія отримання феромарганецьалюмінію і сплаву ФАМС.....	27
1.4.3 Технологія отримання феросилікоалюмінію.....	28
1.4.4 Технологія отримання силікоалюмінію.....	29
1.4.5 Комплексні сплави з алюмінієм і їх застосування.....	36
1.5 Передумови і засоби для вирішення проблеми виготовлення комплексних сплавів.....	37
Розділ 2. Дослідження технології виробництва феросилікомарганцю з алюмінієм.....	41
2.1. Аналіз існуючих напрямків у виробництві та використанні феросилікомарганцю з алюмінієм.....	41
2.2. Характеристика існуючої технології виробництва феросилікомарганцю з алюмінієм і якості сплаву.....	43
2.3. Методика проведення досліджень.....	45
2.4. Дослідження впливу технологічних факторів на характеристики міцності злитків феросилікомарганцю з алюмінієм.....	46
2.5 Дослідження та розробка раціонального способу використання алюмінію у виробництві феросилікомарганцю з алюмінієм.....	51
2.6. Застосування сплаву АК-19 у виробництві феросилікомарганцю з алюмінієм.....	58
2.7 Розробка технології отримання алюмосилікомарганцю з	

	6
використанням високозольного вугілля.....	60
2.8 Виплавка алюмосилікомарганцю з техногенних і вторинних ресурсів.....	65
Розділ 3. Економічна оцінка ефективності роботи.....	71
Загальні висновки.....	73
Перелік джерел посилань.....	75

ВСТУП

Актуальність проблеми. Особливе значення серед якісних сталей мають леговані сталі, властивості яких поліпшені за рахунок введення в їх склад легуючих елементів. Тому сучасна металургія і ряд інших галузей техніки в широких масштабах використовують феросплави - сплави заліза з різними елементами періодичної системи, в т.ч. і алюмінієм, для розкислення і легування сталі. Іноді легуючі елементи вводять в ванну сталеплавильної печі в чистому вигляді, але, як правило, у вигляді феросплавів. Доцільність легування сталі і сплавів комплексними феросплавами, до складу яких входить алюміній, а не технічно чистими металами пояснюється тим, що зменшується вигар провідного елемента, полегшується його введення в сталь. Крім того, вартість провідного елемента в феросплавах зважаючи на простішу і дешеву технологічну схему їх отримання зазвичай значно нижче, ніж в технічно чистих металах [1].

При виплавці сталі в кисневих конверторах, електродугових і мартенівських печах широко використовується такий комплексний розкислювач як феросилікомарганець. Використання феросилікомарганцю замість феросиліцію і феромарганцю дає помітне поліпшення якості сталі, і зумовлює високі темпи нарощування обсягу виробництва феросилікомарганцю. Корінне поліпшення якості поряд зі збільшенням випуску ефективних видів металопродукції є основним напрямком подальшого розвитку чорної металургії. Однак поліпшення якості сталей, чавунів і сплавів залежить від якості застосовуваних при їх виробництві феросплавів. Чим менше шкідливих домішок міститиметься в феросплавів, тим нижче буде їх вміст в легованій цим феросплавом сталі [2].

Сучасна металургія сталі і спеціальних сплавів перед виробництвом феросплавів ставить завдання виплавки комплексних розкислювачів і лігатур нового покоління, що адаптовані для умов позапічної (ковшової) обробки рідких розплавів, що поєднують в собі низьку температуру плавлення,

мінімальний вміст баластного заліза, хорошу розчинність, високу розкислюючу здатність і т.д. Цим вимогам найкращим чином задовольняють комплексні сплави системи Al-Si-Fe з марганцем - АМС [1,2], але в практиці чорної металургії, при виробництві сталі і спеціальних сплавів, як комплексного розкислювача в основному, до сих пір застосовують феросиліцій і алюміній у вигляді механічної суміші. Для виробництва кожного з них потрібні високосортні і гостродефіцитні матеріали: кварцит (SiO_2 96-98%), стружка металева і боксит (Al_2O_3 60-70%). При цьому, технології отримання таких розкислювачів є енергоємними, які вимагають великих витрат при підготовці сировини до плавки. Наприклад, тільки витрати електроенергії для виплавки феросиліцію ФС75 і алюмінію становлять 8-10 тис. і 15-20 тис. кВт·год на 1 т продукції, відповідно.

Оскільки розкислення сталі здійснюється механічною сумішшю феросиліцію і алюмінію, то значна частина кремнію і алюмінію окислюється на поверхні рідкої сталі киснем повітря і використовується неефективно. Ця проблема обумовлює пошук ефективних і порівняно дешевих способів отримання нових сплавів силіцію, марганцю і заліза з алюмінієм, які за складом відповідали б механічній суміші тих феросплавів і алюмінію, які часто використовуються при розкисненні сталі. Наявність такого сплаву поряд з його дешевизною забезпечувало б як низький вигар алюмінію, кремнію та марганцю, так і більш глибоке очищення сталі від неметалевих включень.

При взаємодії такого комплексного сплаву з киснем, в обсязі сталі народжуються легкоспливаючі рідкі алюмосилікати, тоді як при використанні чистого феросиліцію і алюмінію в обсязі рідкої сталі утворюються тугоплавкі і оксидні включення (кремнезем і корунд), що важко видаляються зі сталі.

Аналіз літературних даних показує, що в якості алюмовмісного розкислювача так само використовується сплав фероалюміній, який отримують за допомогою піроелектричних способів Коулеса і Геру або шляхом додавання чистого алюмінію в чавун.

На сучасному етапі розвитку технології позапічної обробки

залізовуглецевих сплавів, питання отримання і застосування комплексного сплаву, що спільно містить основні елементи-розкислювачі - кремній, алюміній, марганець, приймає гостру актуальність. Тут же треба відзначити, що це науково-практичний напрямок вже має свою історію, але розроблені технології плавки, які ґрунтувалися на застосування високосортних матеріалів (марганцеві руди і концентрати, кварцит, вапно, кокс, боксити, кріоліт і ін.) в електрометалургії феросплавів їй не знайшли широке поширення через високу собівартість виробничого процесу.

Згідно з вимогами сталеплавильників, сплав АМС повинен характеризуватися складом (у % по масі): 13-30 кремнію, 7-15 алюмінію, 30-60 марганцю, інше - залізо та інші домішкові елементи. До недавньої часу, сплави такого складу в світовій металургійній промисловості прямим карботермічним способом не виплавлялися. Причиною тому була вкрай низька технологічність всіх випробуваних способів плавки цього металу в руднотермічних електропечах [3,4].

Тому основним завданням роботи було розроблення заходів, запропонованих до впровадження, за способом і регламентом підготовки алюмінію до змішування з феросилікомарганцем, і режим витримки і розливання сплаву, заміна алюмінію сплавом марки АК-19 (сплав алюмінію і кремнію).

Мета роботи – дослідження і розробка технології виробництва феросилікомарганцю з підвищеним вмістом алюмінію методом змішування; одержання стабільних показників якості сплаву, зниження питомої витрати електроенергії на 50 кВт·год/т і вигару алюмінію на 3-5%, підвищення вилучення марганцю на 0,8% шляхом дослідження впливу технологічних факторів, випробування та впровадження вироблених рекомендацій.

Завдання роботи – на основі фізико-хімічних досліджень розробити технологічні передумови виробництва комплексного сплаву феросилікомарганцю з підвищеним вмістом алюмінію.

Дана задача буде вирішуватися за рахунок сучасних засобів та методів аналізу та експериментальних підходів.

Для досягнення поставленої мети в роботі необхідно було вирішити такі **завдання:**

1. провести аналіз існуючих напрямків у виробництві та використанні феросилікомарганцю з алюмінієм;
2. дослідити вплив технологічних факторів на характеристики міцності злитків феросилікомарганцю з алюмінієм;
3. дослідити та розробити раціональний спосіб використання алюмінію у виробництві феросилікомарганцю з алюмінієм;
4. вивчити питання застосування сплаву АК-19 у виробництві феросилікомарганцю з алюмінієм;
5. розробити технологію отримання алюмосилікомарганцю з використанням високозольного вугілля;
6. розглянути питання виплавки алюмосилікомарганцю з техногенних і вторинних ресурсів.

Об'єкт дослідження – технологія виплавки феросилікомарганцю з підвищеним вмістом алюмінію методом змішування.

Предмет дослідження: закономірності і механізми фізико-хімічних процесів технології виплавки феросилікомарганцю з підвищеним вмістом алюмінію.

Методи досліджень: хімічний аналіз, мікроскопічний аналіз, гранулометричний аналіз, мікроструктурний аналіз, механічні випробування зразків.

Наукова новизна:

1. Встановлено, що при отриманні всіх алюмінієвих феросплавів алюміній відновлюється з сировини при високій температурі з появою рідкої фази, а також розчиненням відновленого алюмінію в металевій складовій. На цьому принципі засновані технології отримання і інших сплавів з алюмінієм.

2. Визначено, що в міру відновлення Al_2O_3 утворюються сполуки типу $nCaO * mAl_2O_3$. У нижній частині прігарнісажної зони і в міжелектродному

просторі після охолодження печі виявляється деяка кількість монооксікарбіду і трохи тетраоксікарбіду алюмінію. Карбід алюмінію був виявлений тільки в сплаві, що містить $> 30\%$ Al. Встановлено також, що в печі утворюється газоподібний оксид Al_2O , який взаємодіє з вуглецем коксу. Утворений при цьому Al_2O_3 руйнується залізом. У присутності оксидів карбід алюмінію нестійкий, тому він не виявляється в шлаках і в виломках з зупиненої печі.

Практичне значення:

1. В результаті дослідження і розробки технології виплавки корисне використання алюмінію в порівнянні з існуючою технологією зросло на 5-7% і на 1,4% збільшилось використання марганцю, зниження вигару алюмінію склало приблизно 7%, економія природного газу склала $15m^3$ на тону алюмінію, зниження витрат електроенергії на 1,87 млн кВт·год/рік.

2. Показано, що з метою підвищення ступеня використання алюмінію запропонований і перевірений в крупнолабораторних умовах спосіб отримання сплаву без попереднього розплавлення алюмінію в ковші газовим пальником. Розплавлення алюмінію виробляють теплом рідкого силікомарганцю і екзотермічного ефекту розчинення алюмінію. Для усереднення сплаву заливку рідкого силікомарганцю в ківш з алюмінієм виробляють в два прийоми. На початку для розплавлення алюмінію заливають третю частину металу. Потім проводять витримку протягом 3-8 хв. і заливають основну масу сплаву потужним струменем. При цьому забезпечується підвищення використання алюмінію на 5-7%.

3. Показана принципова можливість заміни чушкового алюмінію більш дешевим сплавом АК-19, що містить 70% алюмінію.

Апробація результатів роботи. Результати досліджень, включених в кваліфікаційну магістерську роботу, доповіли на: XXIV науково-технічній конференції студентів, магістрантів, аспірантів і викладачів ЗНУ. Металургія та енергозбереження як основа сучасної промисловості. Том I. (Запоріжжя, 2019); XII університетській науково-практичній конференції студентів, аспірантів і

молодих вчених «Молода наука-2019» (Запоріжжя, 2019); наукових семінарах кафедри металургії Запорізького національного університету.

Публікації

Основні результати роботи викладені в збірці магістерських робіт і 2-х тезах конференцій.

Структура та об'єм роботи

Кваліфікаційна робота магістра складається з вступу, трьох розділів, висновків, списку використаних джерел з 23 найменувань, викладена на 77 сторінках машинописного тексту, включаючи 12 рисунків, 26 таблиць.

РОЗДІЛ 1.

АНАЛІЗ ТА ФІЗИКО-ХІМІЧНІ ОСНОВИ ВИРОБНИЦТВА КРЕМНІЙ-, МАРГАНЕЦЬ- ТА АЛЮМІНІЙВМІСНИХ СПЛАВІВ

1.1. Основні властивості провідних елементів феросилікомарганцю

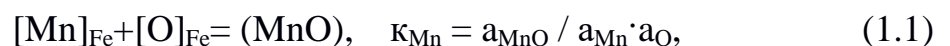
Феросилікомарганець є комплексний розкислювач, який широко застосовується при виплавці сталі в кисневих конвертерах, електричних і мартенівських печах. Підвищення якості сталі при заміні феросиліцію феросилікомарганцем обумовлює і високі темпи збільшення обсягу його виробництва. За хімічним складом феросилікомарганець повинен задовольняти вимогам ДСТУ 3548-97 (табл. 1.1).

Таблиця 1.1 - Вимоги до хімічного складу феросилікомарганцю за ДСТУ - 3548-97

Марка основи сплаву	Масова частка елемента в процентах					
	кремнію	марганцю, не менше	вуглецю	фосфору		сірки
				А	Б	
не більше						
МнС25	25,0 - 35,0	60,0	0,5	0,05	0,25	0,03
МнС22	20,0 - 25,0	65,0	1,0	0,10	0,35	0,03
МнС17	15,0 - 20,0	65,0	2,5	0,10	0,60	0,03
МнС12	10,0 - 15,0	65,0	3,5	0,20	0,60	0,03

Провідними елементами товарного феросилікомарганцю є марганець, вміст якого має бути не <65% і кремній 15-20%.

Марганець - представник VII групи періодичної системи Д. І. Менделєєва. Порядковий номер його 25, відносна атомна маса 54,938, атомний радіус 0,13 нм. Марганець є хорошим розкислювачем. Взаємодія марганцю з рідким залізом, що містить кисень, призводить до розкислення металу по реакції:



де K_{Mn} - константа рівноваги реакції розкислення заліза марганцем;

a_{MnO} , a_{Mn} , a_O - активності закису марганцю, марганцю, кисню відповідно.

При низьких концентраціях марганцю утворюється не чистий оксид марганцю MnO , а складні оксиди системи $MnO-FeO$. Дослідження рівноваги марганцю з киснем, розчиненим у залізі при $1600^{\circ}C$, показало, що при вмісті $Mn < 4\%$ для реакції



залежність активності кисню від концентрації марганцю описується виразом:

$$\lg a_{[O]} = -0,9621 \cdot \lg [\%Mn] - 1,354 \quad (1.3)$$

Тобто, дотримується лінійна залежність $\lg a_{[O]} = \gamma(\lg [\%Mn])$. При вмісті марганцю в залізі понад 4% спостерігається відхилення лінії активності від прямої лінії, що пояснюється не появою нової оксидної фази, в якій би співвідношення $O:Mn$ було більше одиниці, а зміною активності марганцю в залізі.

Розкислювальна здатність марганцю нижче, ніж кремнію, проте один кремній не завжди створює умови для формування бажаних окисних включень. Введення феросилікомарганцю забезпечує більш високу якість сталі. Зростання і зміна складу продуктів розкислення металу феросилікомарганцю залежать від відношення марганцю до кремнію в сплаві. При наявності кремнію в залізі продуктами реакції розкислення є складні силікати системи $MnO-FeO-SiO_2$, що мають щільність близько $4 \cdot 10^3$ кг/м³ і порівняно низьку температуру плавлення. Як правило, вміст FeO у включеннях невелика, і вони представлені компонентами системи $MnO-SiO_2$.

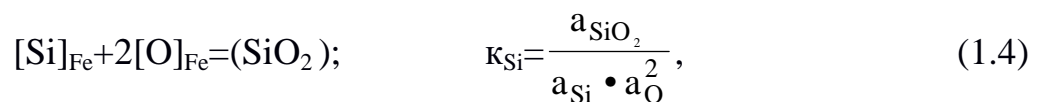
У сталеплавильному виробництві марганець використовується як десульфурат. З сіркою, розчиненою в залізі і залізовуглецевих сплавах,

марганець утворює термодинамічно міцний сульфід, який має малу розчинність в залізі і його сплавах. Тому марганець широко застосовують у вигляді марганцевих концентратів в складі шихти при виплавці чавуну для видалення сірки. Зменшення марганцю в конвертерній ванні погіршує умови шлакоутворення і ускладнює регулювання окислення металу при низькій концентрації в ньому вуглецю. Погані умови шлакоутворення, в свою чергу, є причиною підвищеного виносу металу.

Роль марганцю як десульфуранта зводиться не тільки до зниження розчинності сірки в рідкому чавуні. Одночасно утворюються сульфіди марганцю або оксісульфіди складного складу з найбільш сприятливою формою і місцем виділення їх в процесі кристалізації сталі і виливків з чавуну. У міру підвищення в сталі вмісту марганцю змінюється тип включень від оксісульфіда до чистих сульфідів в результаті відповідної зміни активності марганцю, кисню і сірки. У рядових нелегованих сталях міститься 0,4 - 0,8% Mn, в високолегованих - до 12 - 16%, в аустенітових чавунах - від 4 до 17%.

Кремній відноситься до IV групи Періодичної системи Д. І. Менделєєва. Порядковий номер 14, атомна маса 28,0855. Для ковалентного зв'язку радіус атома дорівнює 0,1175 нм і зменшується до 0,044 нм для іона Si^{4+} . За поширеністю в земній корі (27,6%) кремній посідає друге місце після кисню, зустрічається головним чином у вигляді кисневих сполук (кварц, силікати, алюмосилікати, гідрати). Кремній високої чистоти використовується в напівпровідниковій техніці, а технічної чистоти (96-98% Si) - у чорній і кольоровій металургії для отримання сплавів на залізній основі, легування і розкислення сталі і сплавів.

Введення кремнію в металеві розплави, що містять кисень, призводить до їх розкислення. Цей процес може бути описаний реакцією



де K_{Si} - константа рівноваги реакції розкислення заліза кремнієм;
 a_{SiO_2} , a_{Si} , a_O - активності кремнезему, кремнію, кисню відповідно.

Рівноважний вміст кисню при збільшенні концентрації кремнію внести такі зміни

[Si], %	0,1	0,2	0,3
[O], %	0,02	0,014	0,012

Температура плавлення кремнію дорівнює 1876 К, кипіння - 2560 К, а теплота плавлення становить 39,55 кДж / моль·К.

Кремній плавиться зі зменшенням обсягу на 9%. Щільність кремнію становить 2,33 г/см³. В інтервалі 1687 - 1973 К залежність щільності від температури описується виразом

$$d_{Si}=2,49-2,722 \cdot 10^{-4}(T-1687) \quad (1.5)$$

Кремній добре змочується кислими шлаками, що ускладнює отримання чистого по шлаковим включень злитка. В інтервалі 1688-1853 К залежність логарифма в'язкості кремнію від температури має вигляд

$$\lg \eta=1265/T-0,978 \quad (1.6)$$

Питомий опір рідкого кремнію одно 67,3 мкОм·см, абсолютний коефіцієнт термо е.р.с. кремнію - 3,6 мкВ / град [2].

1.2 Характеристика сировинної бази феросплавної промисловості України

Для виплавки феросилікомарганцю використовують такі шихтові матеріали: марганцевий агломерат; марганцевий концентрат; кварцит; відновник - коксовий горішок, кокс кам'яновугільний; малофосфористий шлак.

Збагачена марганцева руда за хімічним, гранулометричним складам і фізичним властивостями, повинна відповідати нормам, наведеним у таблиці 1.2. [3].

Таблиця 1.2 - Хімічний, гранулометричний склад і фізичні властивості руди марганцевої збагаченої

Найменування продукції	Підвид (сорт)	Гранулометричний склад			Хімічний склад		Фізичні властивості	
		клас	Крупність, мм	Контрольний клас крупності, мм	Масова частка контр. класу	Масова частка Mn, % не менше	Розрахункова норма вологи, %	Втрати мас при прожаренні, %
Руда марганцева	I		0-50	+50	15	43,0	16,0	-
	ІБ		0-50	+50	15	41,0	16,0	-
окісна	II	не класифіковані	0-50	+50	15	34,0	22,0	н. б. 17,0
			0-50	+50	15	25,0	23,0	н. б. 14,0
Руда марганцева збагачена	I		0-150					
			0-50	+50	15	26,0	18,0	17,0

Агломерат марганцевий за хімічним і гранулометричним складом і фізичними властивостями повинен відповідати вимогам, зазначеним в таблиці 1.3.

Таблиця 1.3 - Хімічний, гранулометричний склад і фізичні властивості марганцевого агломерату

Найменування показників якості	норма		
	АМ 1	АМ 2	АМ 3
1 Вміст марганцю, % не менше	43,0	40,0	37,5
2 Крупність, мм	5-200	5-200	5-200
3 Вміст класу мінус 5 мм, не більше	19,0	19,0	20,0
4 Показник міцності (по класу +5 мм)	74,0	74,0	72,0

Кварцити Овруцького родовища за хімічними показниками і розмірами шматків повинні відповідати вимогам, зазначеним в таблиці 1.4 [3].

Таблиця 1.4 - Хімічний і гранулометричний склад кварцитів Овруцького родовища

найменування показника	ОКФ 98-80	ОКФ 97-80
Масова частка, %		
SiO ₂ , не менше	98	97
Al ₂ O ₃ , не більше	1,8	1,8
Засміченість (глиною, піском)	1	1
Розмір шматків, мм		
Максимальний	80	80
мінімальний	25	25
Масова частка шматків з розміром вище максимального, не більше, %	15	15
нижче мінімального, не більше, %	7	7

Хімічний і гранулометричний склад кварцитів Толкачівського родовища повинні задовольняти вимогам, наведеним в таблиці 1.5 [3].

Таблиця 1.5 - Хімічний і гранулометричний склад кварцитів Толкачівського родовища

Найменування показників	Марка ТК 97-60
Масова частка SiO ₂ %, не менше	97
Масова частка Al ₂ O ₃ %, не більше	1,6
Масова частка Fe ₂ O ₃ %, не більше	0,7
Засміченість (глиною, піском і ін.)	5
Розмір шматків, мм	25-60

Допускається утримання шматків кварцитів менше 25 мм не більше 5%, розміром 60-80 мм не більше 15%.

Залежно від розміру шматків горішок коксовий підрозділяється на 2 класи крупності: 10-25 мм і 8-25 мм, в залежності від зольності - на марки, умовно позначаються: K01, K02, K03, K04. За показниками якості горішок коксовий повинен відповідати нормам і вимогам, зазначеним в таблиці 1.6 [3].

Таблиця 1.6 - Хімічний і гранулометричний склад горішка коксового

найменування показника	Норма для класу і марки			
	10-25 мм			8-25 мм
	K01	K02	K03	K04
Зольність A^d , не менше	11,0	13,0	15,0	16,0
Масова частка загальної вологи W_t^r , не більше	20,0	20,0	20,0	22,0
Масова частка шматків, не більше				
більше 25 мм	10,0	10,0	10,0	10,0
менше 10 мм	9,0	12,0	15,0	-
менше 8 мм	-	-	-	13,0

Кокс кам'яновугільний класу 25-40 мм повинен відповідати нормам, наведеним у таблиці 1.7 [3].

Таблиця 1.7 - Хімічний і гранулометричний склад коксу кам'яновугільного

найменування показника	Норма для марки	
	K1	K2
Зольність A^d , % не більше	12,0	14,0
Масова частка сірки S_t^d , % не більше	2,0	1,4
Масова частка загальної вологи W_t^r , % не більше	14,0	14,0
Масова частка шматків розміром		
більше 40 мм, % не більше	6,0	6,0
менше 25 мм, % не більше	6,0	6,0

Марки і хімічний склад шлаку марганцевого передільного повинні відповідати вимогам, зазначеним в таблиці 1.8 [3].

Таблиця 1.8 - Хімічний склад шлаку марганцевого передільного

Марка шлаку	Масова частка шматків		
	марганцю, не менше	Фосфору класів, не більше	
		А	Б
ШМП 78	30	0,013	0,017

Шлак марганцевий малофосфористий використовується подрібненим в шматках не більше 80 мм. Не допускається наявність видимих металевих корольків, шматків з гарнісажу ковшів, інших сторонніх матеріалів [3].

1.3. Фізико-хімічні основи отримання феросилікомарганцю

Феросилікомарганець - багатокомпонентний сплав системи Mn-Si-Fe-C-P. Вміст вуглецю в ньому залежить від концентрації кремнію: чим більше кремнію в сплаві, тим нижче розчинність в сплаві вуглецю. Це пояснюється більш високою термодинамічної міцністю силіцидів в порівнянні з карбідами марганцю. Вплив вмісту кремнію і вуглецю на активність марганцю в системі Mn-Si-C показано на рисунку 1.1.

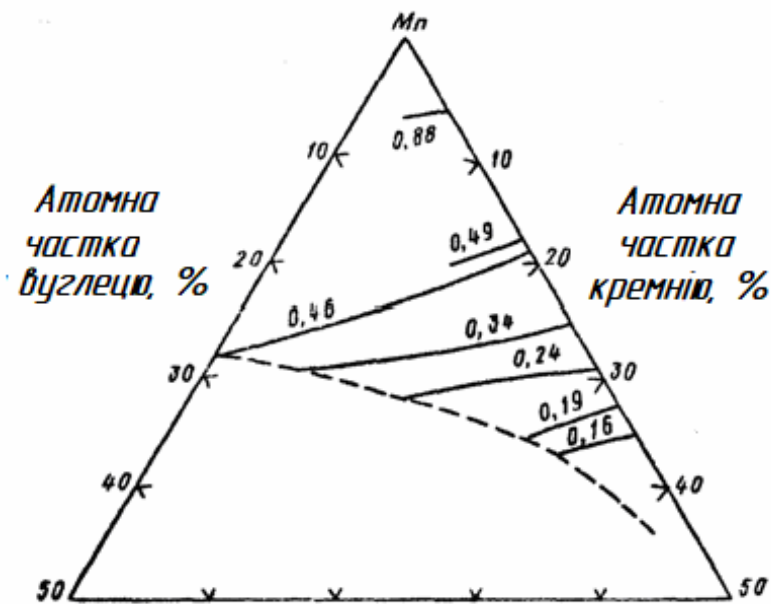


Рисунок 1.1 - Вплив концентрації кремнію і вуглецю на активність марганцю в системі Mn-Si-C

При 1700К активність марганцю вище при меншому вмісті кремнію. Таким чином, еквівалентну вуглецю кількість кремнію в сплаві викликає більш значне зменшення активності марганцю. Не дивлячись на відомий факт зниження розчинності вуглецю при збільшенні кількості кремнію, що вводиться в сплави Mn-Si-C, до теперішнього часу поки немає достатньо аргументованих

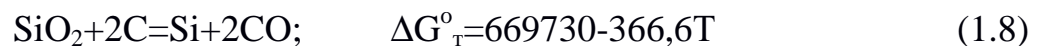
металофізичних пояснень характеру цієї залежності, хоча в термодинамічній і металографічному аспектах вплив кремнію на розчинність вуглецю досить широко вивчено.

Внаслідок більшої термодинамічної міцності зв'язків Mn-Si, ніж Mn-C, при збільшенні добавок кремнію відбувається розрив менш міцних зв'язків Mn-C з виділенням вуглецю у вигляді вільного графіту або карбїду кремнію. Фазовий аналіз зразків сплавів системи Mn-C_{нас.} показав, що до 23,48% Si рівноважним є графіт, а понад - карбїд кремнію. При 23,48% Si сплав представлений силікокарбїдом власної структури, що містить до 0,15-0,20% C, що знаходяться в рівновазі з вуглецем і карбїдом кремнію.

Утворення стандартного по кремнію сплаву відбувається в напрямку поступового збагачення вуглецевих частинок металу відновлюваних кремнієм, внаслідок чого постійно змінюється склад частинок сплаву. Це ускладнює точний опис хімічної сутності процесу отримання феросилікомарганцю за допомогою стехіометричних реакцій. У зв'язку з цим нижче показана послідовність хімізму стадій складного процесу утворення феросилікомарганцю. На першій стадії розвиваються процеси відновлення вищих оксидів марганцю агломерату за участю монооксиду вуглецю, а потім оксиду марганцю MnO по реакції прямого відновлення до карбїду



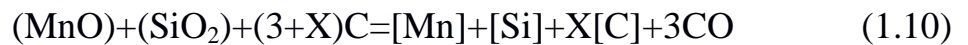
умови $\Delta G^\circ_{\text{T}}=0$ виконується при $p = 101$ кПа і $T = 1597$ К. У зоні високих температур помітний розвиток отримує реакція відновлення кремнезему. Наявність металевого розплаву термодинамічно полегшує процес відновлення кремнію



і утворення феросилікомарганцю, що може бути описано хімічної схемою

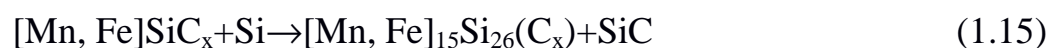
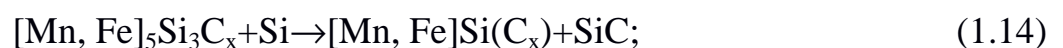
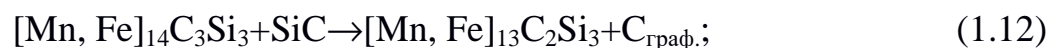
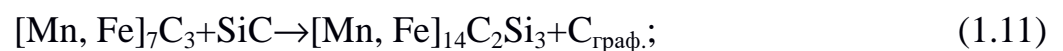


Теоретична температура початку перебігу цієї реакції визначається вмістом кремнію в сплавi. У загальному вигляді процес отримання феросилікомарганцю можна уявити сумарною реакцією



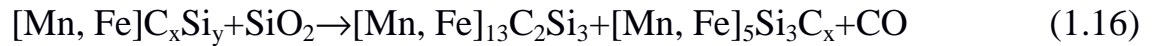
$$K_{\text{Mn,Si}} = \frac{a_{[\text{Mn}]} \cdot a_{[\text{Si}]} \cdot a_{[\text{C}]} \cdot P_{\text{CO}}^3}{a_{(\text{MnO})} \cdot a_{(\text{SiO}_2)}}$$

При аналізі відновних реакцій виплавки феросилікомарганцю слід мати на увазі, що до 23,5% Si рівноважної фазою з цими сплавами є графіт, тоді як вище 23,5% Si - тільки карбід кремнію. Ця залежність підтверджується експериментально. Таким чином, в насиченому вуглецем розплавi феросилікомарганцю можна прийняти $a_c = 1$. Якщо в локальних зонах ванни печі і створюються умови відновлення SiO_2 кварциту до карбиду кремнію, то в контактi з металевою фазою нерівноважний карбід кремнію руйнується. Послідовність процесів взаємодії металевих насичених вуглецем розплавів з карбідом кремнію може бути представлена наступними хімічними схемами



У рудовідновній електропечі при виплавці феросилікомарганцю не створюються сприятливі умови для утворення чистого кремнію, тому три останні реакції носять умовний характер. Більш ймовірно, що підвищення

концентрації кремнію в сплаві досягається завдяки відновленню кремнію на межі поділу фаз оксидний насичений кремнеземом шлаковий розплав - вуглецевий відновник, а також внаслідок взаємодії вуглецю, розчиненого в перших краплях сплаву, з SiO_2 за схемою



Аналіз багатошлакової системи при виплавці феросилікомарганцю показує, що масовий вміст у шлаку 46-48% SiO_2 близький до насичення і, отже, $a_{\text{SiO}_2} = 1$. З огляду на те, що процес ведеться при атмосферному тиску ($P_{\text{CO}} = 0,1$ МПа), характеристика рівноваги сумарної реакції матиме вигляд:

$$K_{\text{Mn, Si}} = a_{[\text{Mn}]}a_{[\text{Si}]} / a_{(\text{MnO})} = [\text{Mn}]f_{\text{Mn}}^{\Sigma}[\text{Si}]f_{\text{Si}}^{\Sigma} / (\text{MnO}), \quad (1.17)$$

де $[\text{Mn}]$ і $[\text{Si}]$ - масовий вміст марганцю і кремнію в сплаві, %;

(MnO) - масовий вміст MnO в шлаку, %;

f_{Mn}^{Σ} , f_{Si}^{Σ} , f_{MnO}^{Σ} - коефіцієнти активності марганцю, кремнію в сплаві і MnO в шлаку з урахуванням впливу інших компонентів сплаву і шлаку [4].

Кислий шлак формується з домішкових оксидів марганцевої сировини, кварцитів і золи відновлення і містить 47-49% SiO_2 ; 18-20% MnO ; 12,2-14% CaO ; 7-8% Al_2O_3 ; 2,9-3,1% MgO . Шлак має низьку електричну провідність і високу в'язкість.

Однією з головних шкідливих домішок майже у всіх видах феросплавів є фосфор. Тому одним із завдань електрометалургії феросплавів є застосування вихідного рудної сировини зі строго регламентовано низьким вмістом фосфору. Необхідність отримання низькофосфористого феросилікомарганцю обумовлена тим, що фосфор має меншу спорідненість до кисню, ніж більшість провідних елементів. Як відомо, фосфор розчинений в залізі може бути окислений по реакції



оскільки хімічна спорідненість фосфору до кисню вище, ніж у заліза. Здійснити дефосфорацію феросилікомарганцю обробкою його розплаву кисневмісними компонентами термодинамічно утруднено. Це зобов'язує ретельно підбирати сировинні матеріали з допустимим вмістом фосфору. За відсутності відповідних низькофосфористих концентратів вихідна мінеральна сировина попередньо піддається дефосфорації.

Фосфор має температуру плавлення 317К і температуру кипіння 530К. Якщо оцінити можливу поведінку чистого фосфору в високотемпературних відновних процесах отримання феросилікомарганцю по його температурі кипіння, слід було б помилково припустити, що проблема виробництва низькофосфористого феросилікомарганцю легко вирішити. Однак, відновлюваний в ході феросплавних процесів фосфор з шихтових компонентів утворює досить термодинамічно міцні з'єднання фосфіди, що супроводжується практично повним переходом фосфору в виплавляється феросилікомарганець.

З марганцем фосфор утворює такі фосфіди: Mn_3P , Mn_2P , Mn_3P_2 , MnP . Реакція взаємодії фосфору з марганцем супроводжується великою зміною енергії Гіббса і характеризується такими значеннями функції $\Delta G^\circ_{\text{T}}(\text{T})$, Дж/моль



З цих даних випливає, що фосфіди марганцю мають високу термодинамічну міцність. Оскільки марганець характеризується більш високою хімічною спорідненістю до кисню, то видалити фосфор з рідкого феросилікомарганцю окислювальному дефосфорація неможливо. У розплавах системи Mn-P має місце сильна межчасткова взаємодія марганцю з фосфором, що характеризується значним негативним відхиленням від закону Рауля. Досліджено активність фосфору в рідкому марганці при 1593 К. Зниження

концентрації фосфору в марганці з 15 до 0,5% супроводжується зменшенням його активності з 0,041 до $3 \cdot 10^{-5}$ при одночасному збільшенні активності марганцю з 0,59 до 0,98.

Концентраційна залежність коефіцієнтів активності марганцю γ_{Mn} і фосфору γ_p при 1573 К описується рівнянням

$$\lg \gamma_{Mn} = -4,29 / [1 + 0,455(X_{Mn}/X_p)]^2; \quad (1.21)$$

$$\lg \gamma_p = 18,88 [1 + 0,455(X_{Mn}/X_p)]^{-1} - 1 + 0,455(X_{Mn}^2/X_p)]^{-1}. \quad (1.22)$$

Активність фосфору в рідкому залізі, що містить 1-5% фосфору, при 1873 К має позитивне відхилення від закону Генрі. Парціальна теплота розчинення фосфору ΔH_p в залізі становить -140 кДж/моль [4].

1.4 Технологія отримання феросплавів з алюмінієм і їх застосування

1.4.1 Технологія отримання фероалюмінію

Хімічний склад електротермічного фероалюмінію повинен відповідати наступним стандартам (ЧМТУ 4-37-71): для марок ФА10-8-11,9% Al, ФА15-12-16,9% Al, ФА20-17-21,9% Al, ФА23-22-24% Al. Вміст домішок для всіх марок (не більше): 4% Si, 4% C, 0,06% S, 0,06% P. На замовлення споживачів може випускатися сплав з $\leq 30\%$ Al. Виплавку фероалюмінію доцільно вести в типових закритих електропечах великої потужності. Технологія виплавки сплаву полягає у відновленні алюмінію з електрокорунду, що отримується з агломерату бокситів будь-якого складу, ставролітового концентрату (48-50% Al_2O_3 , 34-36% SiO_2 і $\sim 15\%$ Fe_2O_3) або іншої алюмосилікатної сировини (сілліманітом, дістеном, каолінів та т. д.). Так, електрокорунд, отриманий звичайним способом (відновлення кремнезему і заліза вуглецем з бідних бокситів в рудовідновних електропечі), містить 91-96% Al_2O_3 , 1-3% SiO_2 , 1-2% TiO_2 , $\sim 0,5\%$ MgO і 0,8-3% CaO. При цьому отримують також феросиліцій марок ФС20 і ФС25. На першій стадії на 1 т електрокорунду і 500-800 кг

феросиліцію витрачається 1600-1700 кг агломерату бідного бокситу, 250-300 кг коксика, 600-850 кг сталеві стружки при витраті електроенергії ~ 5000 кВт·год. Друга стадія являє собою безперервний процес з періодичним випуском металу і дуже невеликої кількості шлаку (2-3%). Як шихти використовують електрокорунд, коксик і сталеву стружку (табл.1.9).

Таблиця 1.9 - Витрата складових шихти при виплавці фероалюмінію, кг

складові	ФА10	ФА15	ФА20	ФА23
електрокорунд	245	370	440	560
Сталева стружка	900	845	790	755
Коксик (13% золи)	125	190	290	290

Утворення Al_4C_3 , Al_2OC і Al_4O_4C не отримує розвитку; ці сполуки добре руйнуються залізом, а відновлений алюміній розчиняється в ньому, забезпечуючи успішне протікання сумарною реакції:



При правильному виборі складу шихти і електричного режиму процес йде без ускладнень. Випуск металу проводиться кожні 2 год. На 1 т сплаву утворюється 1-3% шлаку з 4-8% SiO_2 , 2-3% FeO , 10-15% CaO ; 0,3-0,8% MgO , 72-78% Al_2O_3 . Шлак виходить досить добре. Дослідження зупиненої під час плавки печі показали, що у ванні в міру відновлення Al_2O_3 утворюються сполуки типу $nCaO * mAl_2O_3$. У нижній частині прігарнісажної зони і в міжелектродному просторі після охолодження печі виявляється деяка кількість монооксикарбїду і трохи тетраоксикарбїду алюмінію. Карбїд алюмінію був виявлений тільки в сплаві, що містить > 30% Al. Встановлено також, що в печі утворюється газоподібний оксид Al_2O , який взаємодіє з вуглецем коксу. Утворений при цьому Al_2OC руйнується залізом. У присутності оксидів карбїд алюмінію нестійкий, тому він не виявляється в шлаках і в виломках з зупиненої печі. Шлаки фероалюмінію містять невелику кількість карбїду кальцію (до 1-

3%). Дослідження показали відсутність взаємної розчинності в системі $Al_2O_3-Al_2O_3-Al_4C_3$. Фактичний склад електротермічного фероалюмінію зазвичай наступний: 8-20% Al; 2-3,5% Si; 3-1% C; <0,03% S; 0,04% P. Витрата електроенергії на 1 т фероалюмінію ФА15 становить 3900 кВт·год.

Доцільно отримувати азотований фероалюміній (8-28% Al, 4-10% N, <4% Si, 1-3% C, решта - залізо) шляхом азотування злитків в атмосфері азоту або аміаку при 1473-1533 К. Застосування сплаву, що містить нітриди алюмінію, призводить до більш повного використання азоту, що входить в них, і виключає застосування азотованих сплавів марганцю або хрому.

При отриманні всіх алюмінієвих феросплавів алюміній відновлюється з сировини при високій температурі з появою рідкої фази, а також розчиненням відновленого алюмінію в металевій складовій. На цьому принципі засновані технології отримання і інших сплавів з алюмінієм.

1.4.2 Технологія отримання феромарганецьалюмінію і сплаву ФАМС

Для виплавки сплаву ФМНА використовують електрокорунд, переробний вуглецевий феромарганець, сталеву стружку і кокс-горішок. Виплавку ведуть безперервним методом з випуском металу кожні 2 год. На 1 т сплаву ФМНА (8-11% Al, 35-40% Mn і 2-4% Si) витрачається 400 кг електрокорунду, 440 кг високовуглецевого феромарганцю, 340 кг сталеві стружки, 160 кг коксика при витраті електроенергії 3600 кВт·год. Кількість шлаку - 1-2% від маси металу.

Комплексний сплав Fe-Al-Mn-Si (ФАМС) є ефективним розкислювачем сталі - можна отримати з різних видів сировини. В умовах Півдня Європейської території доцільно використовувати ставролітові концентрати - відходи виробництва гірничо-металургійних комбінатів. Ставроліт містить 46-50% Al_2O_3 , 36-38% SiO_2 , 13-15% Fe_2O_3 . Концентрат піддають брикетуванню або агломерації. Процес ведуть безперервним безшлаковим методом: хід печі холодний, сход шихти довільний, лютка добре відкривається, а кількість шлаку зазвичай менше 2% від маси металу. Сплав містить 10-14% Al, 22-24% Mn, 10-

15% Si, $\leq 0,06\%$ P, 0,3-0,5% Zr, 1-2% C. Сплав такого складу при зберіганні не розсипається. На 1 т ФАМС (10% Al, 25% Mn, 13% Si) витрачається 700 кг ставроліту, 400 кг товарного силікомарганцю (17% Si), 380 кг коксу.

Сплав ФАМС можна отримати відновленням кремнію і алюмінію вуглецем з агломерату бокситів і кварциту з введенням в якості металевої складової високовуглецевого феромарганцю або силікомарганцю з низьким вмістом кремнію. Заміна металевої складової марганцевими концентратами пов'язана з раннім шлакоутворенням і зниженням температур у ванні печі. Це не дозволяє досягти гарного відновлення алюмінію і кремнію.

1.4.3 Технологія отримання феросилікоалюмінію

Сплав Fe-Si-Al (ФСА) є комплексним розкислювачем сталі і відновником, використовуваним при сілікоалюмінотермічних процесах отримання феросплавів (феромолібдена, ферованадія і т. д.). Для отримання цього сплаву використовують безперервний процес плавки в рудовідновних печах потужністю 16,5-33 МВ-А. Шихту складають з високозольних відходів збагачення вугілля, наприклад, Екибастузського родовища. Ці відходи містять 49 - 74% золи, 12-18% летючих, 3-8% вологи і 14-35% твердого вуглецю. Вміст компонентів мінеральної частини коливається в наступних межах, %: SiO₂ 62-66; Al₂O₃ 30-33; CaO 0,5-1; MgO 0,2-0,8; FeO 2-4; P 0,05-0,14. У шихту вводять додатково кварцит і невелику кількість сталевої стружки, крім того, залізо вноситься в сплав сталевими кожухами безперервних електродів, що само обпалюються, і інструментом при обслуговуванні випускного отвору. Дослідженнями, виконаними НМетАУ і ЕЗФ, встановлено, що вугільні відходи добре витримують температурний вплив в верхніх горизонтах колошника печі і вихідна фракція вугілля зберігає первісну форму. Одним з варіантів процесу є відновлення оксидів кремнію і алюмінію вуглецем коксу з агломерату бокситу (або іншої алюмосилікатної сировини) в присутності сталевої стружки. Замість неї можна частково використовувати феросиліцій (ФС25, ФС45 і т. д.). Більш

доцільна плавка із заміною бокситу і кварциту відвальними породами високозольного вугілля (45-75% золи з 30-40% Al_2O_3 і 45-55% кремнезему при 15-20% твердого вуглецю і по 10-15% летючих), наприклад Екибастузського родовища. Тоді як металеву частину шихти вводять сталеву стружку і феросиліцій або тільки стружку. Можливий і силікотермічний (періодичний) процес виплавки сплаву ФСА, але в такому випадку утворюється шлак з високим вмістом Al_2O_3 і високою температурою плавлення.

При виплавці ФСА хімічний склад сплаву доцільно вибирати, виходячи зі співвідношення Al:Si, необхідного для розкислення спокійній сталі масового сортаменту. Одним з критеріїв вибору складу сплаву є необхідність отримання сплаву з великою щільністю і стійкого проти розсипання при зберіганні. Співвідношення Si:Al в сплаві найдоцільніше підтримувати в межах (4-6):(1,5-1) при 8-15% Al в сплаві. При цьому сумарний вміст кремнію і алюмінію повинен відповідати кількості кремнію в стандартному феросиліцію марок ФС45, ФС65 і ФС75, а фосфору повинно бути <0,07%. У ряді країн проводиться феросилікоалюміній з 40-45% Si і 18-22% Al під назвою фералсіт. Алсімін має склад, %: 35-37 Si, 48-50 Al, 13-17 Fe, ~ 0,4 кисню. Сплав типу ФАМнС (сіманал) містить приблизно по 20% кремнію, марганцю і алюмінію.

Застосування феросилікоалюмінію, отриманого за технологією НМетАУ-ЕЗФ, при розкисленні конвертерної та мартенівської сталі широкого сортаменту призвело до поліпшення якості сталі і збільшення засвоєння алюмінію (на 30-60%).

1.4.4 Технологія отримання силікоалюмінію

Сплави в системі Al-Si утворюються в будь-яких співвідношеннях з евтектикою при 12,3% Si і 577°C (рис.1.2). Сплави системи Si-Al широко застосовують в якості ливарних (блоки двигунів, арматура авіаційних двигунів, поршні, диски коліс і т. д.). На основі цієї системи отримують сплави з 5-33% Si, леговані різними елементами, методом сплаву кристалічного кремнію і

первинного алюмінію. В Україні, крім цього, застосовують прогресивний електротермічний спосіб - в потужних рудовідновних печах відновлюють оксиди алюмінію і кремнію вуглецем з різної алюмосилікатної сировини. Отримання алюмінію у вигляді силікоалюмінію електротермічним методом і його використання для розкислення сталі замість первинного або вторинного алюмінію мають наступні переваги:

- 1) значна питома потужність рудовідновних печей, що не співмірна з потужністю електролізерів;
- 2) виключення необхідності перетворення змінного струму в постійний і зменшення електричних втрат;
- 3) відсутність необхідності отримання глинозему з бокситів гідрометалургійним способом;
- 4) виключення використання дорогих фтористих солей;
- 5) можливість розширення рудної бази за рахунок застосування різних алюмосилікатів (ставролітових, дістенових, силіманітових та інших концентратів) і бідних бокситів, що не застосовуються в даний час для виробництва глинозему;
- 6) відновлення алюмінію з сировини дешевими і широко поширеними вуглецевими відновниками;
- 7) низькі капітальні витрати при будівництві цехів з потужними рудовідновними печами в порівнянні з витратами на будівництво глиноземних і електролізних цехів;
- 8) підвищення використання алюмінієвих сплавів при розкисленні сталі;
- 9) стабільне засвоєння алюмінієвих сплавів при розкисленні і легуванні сталі;
- 10) значне зменшення кількості кольорових і рідкісних металів, що вносяться до сталі вторинним алюмінієм.

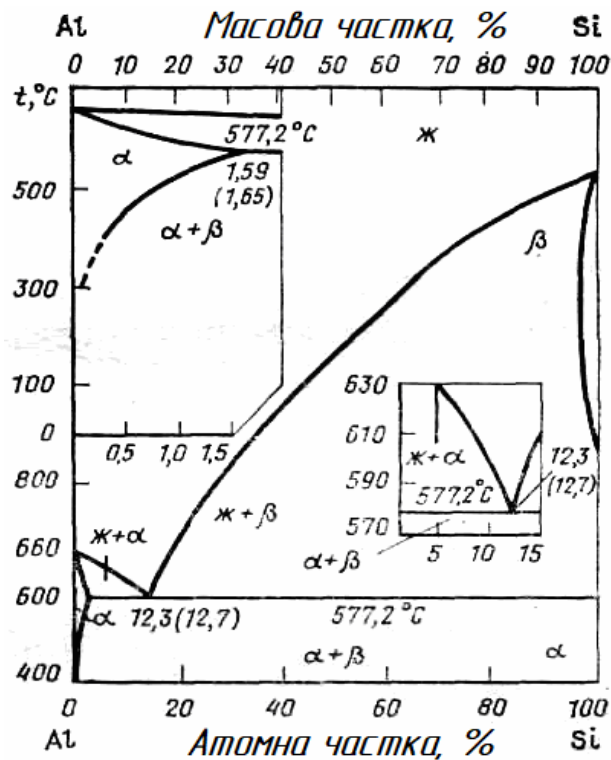
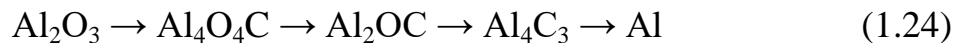


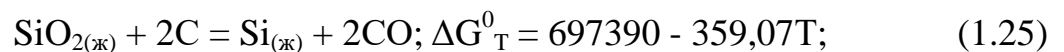
Рисунок 1.2 - Діаграма стану системи Al-Si

Експериментально встановлено, що послідовність перетворень в системі Al-O-C при відновленні Al_2O_3 вуглецем можна зобразити схемою:



Кількість $\text{Al}_4\text{O}_4\text{C}$ при цьому незначна. У присутності Al_2O_3 , заліза, кремнію, міді, нікелю, їх оксидів можлива взаємодія з ними Al_4C_3 з утворенням металевого розчину алюмінію на основі заліза, кремнію та інших металів.

До складу шихти для виплавки силікоалюмінію входять дістенові, сілліманітові концентрати, каолін, кварцит і глинозем. У зв'язку з цим відновлення алюмінію і кремнію може протікати або з чистих оксидів, або з муліту ($3\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2$) (рис.1.3). Відновлення оксидів з чистих фаз описується наступними сумарними реакціями:



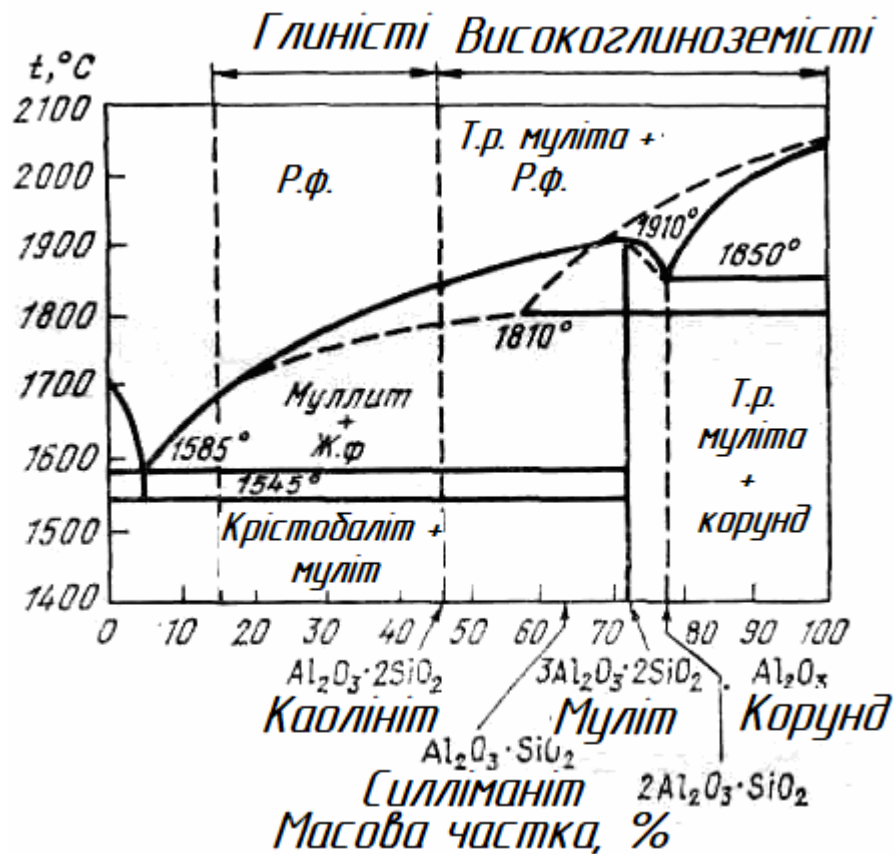


Рисунок 1.3 - Діаграма стану системи $Al_2O_3-SiO_2$ (Т. р - твердий розчин)

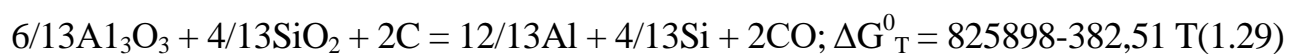
Утворення муліту починається при 1473 К за реакцією:



а його відновлення описується рівнянням:



Спільне відновлення елементів із самостійно існуючих конденсованих оксидів відбувається за реакцією:



Розчини системи Al-Si мають негативні відхилення від властивостей ідеальних розчинів, і хімічні сполуки між ними не виявлено. В табл.1.10 наводяться значення активності в бінарних розчинах системи Al-Si при 1873 К.

Таблиця 1.10 – Активність компонентів в бінарному сплаві системи Al-Si при 1873К

x_{Si}	a_{Si}	a_{Al}	x_{Si}	a_{Si}	a_{Al}
0,1	0,048	0,891	0,6	0,518	0,287
0,2	0,110	0,771	0,7	0,645	0,189
0,3	0,187	0,649	0,8	0,771	0,110
0,4	0,283	0,519	0,9	0,891	0,048
0,5	0,398	0,394	1,0	1,0	-

Для сплавів системи Al-Si $t_{\text{поч}}$ визначається з рівняння

$$T_{\text{поч}} = \Delta H^{\circ} / [\Delta S^{\circ} - 19,155 (4/13 \lg a_{Si} + 12/13 \lg a_{Al})]. \quad (1.30)$$

У табл. 1.11 наведені розраховані температури $T_{\text{поч}}$.

Таблиця 1.11 - Теоретична температура початку реакції (Т, К) ($p_{\text{CO}} = 100$ кПа) відновлення оксидів вуглецем

Концентрація алюмінію або кремнію в розчині системи Al-Si	$T_{\text{поч}}$ вихідного оксиду і реакції			
	чистий Al_2O_3	чистий SiO_2	муліт $3Al_2O_3 \cdot 2SiO_2$	$Al_2O_3 + SiO_2$
100% Al	2310	-	-	-
100% Si	-	1942	-	-
70% Al	-	-	2162	2140
60% Al	-	-	2160	2137
50% Al	-	-	2159	2135

Як впливає з наведених даних, підтверджених експериментальним методом, зміна складу сплаву в інтервалі 50-70% Al практично не впливає на зміну температури початку відновлення оксидів.

Однак при виплавці сплавів Al-Si в рудовідновних печах великої потужності найбільш доцільно отримувати сплав з 59-64% Al. В цьому випадку активність алюмінію і кремнію в сплаві мінімальна, і процеси вторинного карбідоутворення за реакціями:



протікають в меншій ступені. Широке поширення набув ливарний сплав для автомобільної промисловості марки АК12М2, що містить, %: Al основа; Si 11-12,5; Cu 1,75-2,5; Fe 0,6-0,9; Mg <0,2; Mn <0,5; Ni <0,3; Ti <0,2; Zn <0,8; Pb <0,15; Sn <0,1. Оксидна частина шихти з алюмосилікатів, глинозему, інших високоглиноземистих матеріалів, а мідь, нікель і інші елементи можна вводити до складу шихти у вигляді оксидів або металу. Основна вимога до їх хімічних складів - низький вміст оксидів заліза.

В якості відновника використовують газове вугілля (2,5-4,5% золи; 32-37% летючих, 78-80% $C_{\text{ТВ}}$) і нафтовий кокс (0,3-0,9% золи, 7-13% летких, 88 - 90% $C_{\text{ТВ}}$); їх вводять в шихту в кількості 94-98% від теоретично необхідного для відновлення оксидів алюмінію і кремнію. Відновлювачі подрібнюють і разом з дрібнодисперсною оксидною частиною шихти направляють на: перемішування з попередньої добавкою сполучного (ССБ) в шнековому змішувачі. Потім перемішану і зволожену шихту брикетують, брикети сушать і направляють в пічні бункери, звідки завантажують на колошник трифазної рудовідновних печі.

Плавку ведуть з закритим колошником і постійною завалкою шихти. Колошник обробляють спеціальною опіковочною машиною для створення конусів шихти навколо електродів і полегшення сходу шихти. Випуск металу і шлаку ведуть безперервно в футерований ківш з одночасним рафінуванням сплаву від шлаку і інтерметалідів. Отриманий рафінований сплав містить 59-

63% Al, 38-39% Si і домішки заліза, титану, кальцію та інших елементів. Сплав надходить в міксер, а шлак відправляють на переробку.

Металургійний переділ рафінованого сплаву починається розведенням його рідким алюмінієм, що надходять з електролізного цеху. В міксер вводять сплав охолодження, відходи виробництва і флюси. Потім розведений сплав фільтрують через шар кварцової крупки і направляють в фільтрувальну піч з газовим обігрівом, легують і розливають на машині конвеєрного типу. Експлуатаційні властивості сплавів системи Al-Si значно поліпшуються при введенні легуючих елементів. Введення натрію модифікує сплав і збільшує його міцність. Легування магнієм сприяє дисперсійному підвищенню твердості, легування нікелем - покращує жароміцність і зносостійкість, зварюваність газовим зварюванням, ливарні властивості. Легування міддю призводить до збільшення міцності. Введення марганцю в сплав зменшує схильність до утворення фази $FeAl_3$, при цьому виникає інтерметалідна фаза Al_6Mn , що розчинює залізо. Це дозволяє проводити фільтрацію сплаву для видалення інтерметалідів з залізом. Ефективне видалення заліза досягається при введенні хрому або деяких інших елементів. Причому їх можна присаджувати не в чистому вигляді в рідкий рафінований силікоалюміній, а у вигляді оксидів, комплексних сплавів (стружки), що містять хром, нікель, мідь, магній та інші елементи в різних поєднаннях, зокрема, широко застосовують відпрацьований каталізатор 72-76% Al_2O_3 ; 9-13% Cr_2O_3 і 5-10% SiO_2 . Це дозволяє вирішувати наступні завдання:

- 1) використання металів, оксидів;
- 2) поліпшення ходу рудовідновної електропечі;
- 3) підвищення якості товарних сплавів.

Хром утворює з залізом інтерметаліди типу $(Fe,Cr)_{0,7}Si_{1,7}Ti_{0,31}$, $Ti_xCr_ySi_z$, $Cr_xTi_yZr_zSi_k$ і $(Fe,Cr)_xAl_ySi_z$, які видаляють з металу фільтрацією через шар кварцової крупки фракції 10-30 мм завтовшки 80-100 мм. Вихід металу становить 90-95% при зниженні концентрації заліза в сплаві до 0,4-0,7%. Видалення заліза з сплавів за допомогою хрому в 1,4-1,6 разів ефективніше, ніж

з використанням металевого марганцю. Для виплавки всіх алюмінієвих феросплавів і сплавів використовують алюмосилікати (дістенсиліманіти, ставроліти, каоліни і ін.), запаси яких тільки на території України значні. Зокрема, ставролітовий концентрат (46-50% Al_2O_3 , 34-37% SiO_2 , 14-16% Fe_2O_3) застосовують, за пропозицією авторів, при виплавці сталі в якості замітника дорогих і дефіцитних плавикового шпату і бокситів.

Шлаки представлені оксидною, карбідною і металевою фазами. Вміст компонентів в шлаку змінюється в наступних межах, %: Al 24-36, Si 19-21, Al_2O_3 20-46, SiO_2 2-4, SiC 18-24, Al_2OC 2-5, $(Na_2O + K_2O)$ 1-3, TiO_2 0,1-0,3. Цей шлак використовують для розкислення і десульфурації сталі, як відновник при виплавці силікомарганцю, як компонент шихти для виплавки чавуну, що характеризує технологію виплавки силікоалюмінію як безвідхідну.

1.4.5 Комплексні сплави з алюмінієм і їх застосування

Методом сплавлення алюмінію і середньовуглецевого феромарганцю отримують сплав Fe-Mn-Al (табл.1.12).

Таблиця 1.12 - Хімічний склад феромарганецьалюмінію

Марка	Mn, %	Al, %
AM-1	40-50	12-16
AM-2	50-60	12-16
AM-3	60-80	12-16

Сплав поставляють в металевих барабанах, в шматках не більше 15 кг і використовують для розкислення високомарганцевої сталі. При підвищеному вмісті вуглецю сплав схильний до розсипання. Найбільшою стійкістю володіє сплав, який містить 50-70% Mn; 10-25% Al; 0,7-2% C; 0,9-5% Si, інше залізо. При цьому співвідношення Si:C має бути $> 1,3$. Стійкий проти розсипання сплав запропоновано отримувати з 40-60% Mn при $Mn:Al = 1,5 \div 0,67$ шляхом введення феромарганцю в рідкий алюміній з додаванням 0,05-5% Ti (Zr). У

сплаві міститься 0,04-0,8% С при 2-10% Fe. Для розкислення і модифікування доцільно використовувати сплав складу Al 10-25; Ti 0,5-5; Zr 0,5-2; Si 0,5-5, решта залізо. Його можна отримувати безперервним способом з використанням в шихті дістенсиліманітового концентрату або електрокорунду з добавкою коксу і залізної стружки.

Для розкислення сталі алюмінієм і її легування хромом ЧЕМК отримує ферохромалюміній методом сплаву ферохрому і алюмінію в ковші. Нижче наведено хімічний склад ферохромалюмінієвої лігатури марок ФХА-1 і ФХА-2 (ЧМТУ 5-38-71), %:

	Cr	Al	Si	C	P	S	Cu
ФХА-1	50	20	0,5	0,04	0,03	0,02	0,06
ФХА-2	50	20	1.0	0,06	0,035	0,02	0,06

Фероалюміній можна отримувати алюмінотермічним методом шляхом відновлення заліза з концентрату первинним або вторинним алюмінієм з введенням в шихту надлишку алюмінію і сталевий обсічки. Склад алюмінотермічного фероалюмінію, %: Al 15-16; P \leq 0,1; C 0,02-0,1; S 0,02-0,05; Si 0,5-3; інше залізо [5].

1.5 Передумови і засоби для вирішення проблеми виготовлення комплексних сплавів

Обробка рідкого металу в ковші феросплавами з метою його легування, модифікування і розкислювання залишається одним з основних методів дії на якість сталей і чавунів. Перехід сталеплавильного виробництва на новий рівень, пов'язаний з підвищенням якості продукції, вимагає випуску ефективних феросплавів нового покоління, а також придатних для обробки металу в ковші. Найбільш перспективними для цих цілей є комплексні сплави. Оскільки практично основна маса сталеплавильної продукції розкислюється і легується кремнієм, алюмінієм і марганцем, те отримання сплавів, що містять ці елементи в комплексі, - є одним з актуальних напрямів [1, 2].

Застосування такого сплаву одночасно вирішує проблему спільного розкислювання і легування сталі. З літературних джерел відомо, що раніше проводилися дослідні випробування по виплавці сплаву алюміній-марганець-кремній (АМС) безшлаковим способом. Для виплавки сплаву АМС використовувалися марганцеві руди і високозольне вугілля. При використанні вугілля Екібастузського вугільного басейну в ході плавки з руди відновлюється марганець, а з порожньої породи і золи вугілля - кремній і алюміній [3].

Необхідно відзначити, що перші напівпромислові дослідні з отримання комплексного сплаву АМС карботермічним процесом проведені в Казахстані Медведєвим Г.В. В якості сировини застосовували Джебінську марганцеву руду і Екібастузське вугілля. Технологія випробовувалася в трифазній електропечі потужністю 1,2 МВА Актюбінського заводу феросплавів. Тоді вести процес безперервно не вдалося. Техніко-економічні показники були низькими, а кампанія - короткочасною [4]. Практично паралельно і спільно з Казахськими фахівцями велися роботи в однофазній з провідною подиною печі потужністю 1 МВА в Грузії, на Зестафонському заводі феросплавів [5]. Дослідна кампанія пройшла успішно. Була доведена можливість отримання сплаву АМС безперервним процесом з високими техніко-економічними показниками. Витяг марганцю з Чіатурських бідних руд (Mn 20%, SiO₂ 43%) становив 80-90%. Однак умови експлуатації печі і труднощі організації виробництва сплаву АМС в трифазних електропечах цеху №1 потужністю 11,2 МВА викликали сумніви і роботи по цьому напрямку були припинені.

На сьогоднішній день в Казахстані освоєно виробництво сплаву кремнію з алюмінієм - феросилікоалюміній, а спеціалізованим на цьому сплаві виробництвом є Екібастузський завод феросплавів [6]. Згідно літературних даних [7-9], в Казахстані в останні роки поновлюються науково-практичні роботи з удосконалення технології виплавки комплексного розкислювача АМС. Сплаву підібране нове найменування - алюмосилікомарганець [9]. У цих роботах в якості основної марганецьвмісної сировини застосовуються марганцеві руди родовища «Західний Камис», як кремені-, алюмо- і вуглецевих

матеріалів взяті кварцит і високозольні вугілля Екибастузського і Борлінського вугільного басейну. Технологія допускає застосування бідних, незбагачених марганцевих руд з високим вмістом кремнезему і глинозему. При повному відновленні цих оксидів (безшлаковим способом) також виходить сплав алюмосилікомарганцю. Безшлаковий високотемпературний процес вирішує ще одну проблему - знижує вміст фосфору в металі за рахунок його більш повного видалення з газовою фазою і меншої витрати руди на 1 т отриманого сплаву. При такому підході оцінки марганцевих руд, підвищена кількість в руді кремнезему, глинозему і знижений - марганцю, які не обумовлюють її низьку якість і непридатність для металургійного переділу без збагачення. Підвищена зольність кам'яного вугілля, внаслідок високих вмістів кремнію і алюмінію, також не є перешкодою до їх використання, так як вони частково є моношихтою, що містить і оксиди (в основному кремнію і алюмінію), і твердий вуглець. У зазначених роботах доведено, що для виробництва алюмосилікомарганцю придатні як бідні марганцеві руди, так і низькосортні концентрати, які не використовуються при виробництві звичайних марганцевих феросплавів, шлами, накопичені в відвалах збагачувальних фабрик і ін. Таким чином, технологію виплавки алюмосилікомарганцю з бідних марганцевих руд і високозольного вугілля можна віднести до ресурсозберігаючих технологій, яке забезпечує виробництво кінцевого продукту за один переділ - плавку незбагачених марганцевих руд виключаючи необхідність стадій збагачення, огрудкування і подальшої підготовки шихтових матеріалів. Відповідно, рівень рентабельності виробництва алюмосилікомарганцю має бути вище в порівнянні з виробництвом стандартних феросплавів. Крім цього, застосування такого порівняно дешевого сплаву алюмосилікомарганцю при позапічній обробці і безперервному розливанні сталі дозволить замінити на 100% феросиліцій, на 70-75% силікомарганець і на 65-70% алюміній.

Експериментальна шихта для виплавки сплаву АМС мала наступний склад, мас. %:

- - екібастузське вугілля 52-56;

- - марганцева руда 44-47.

Сплав АМС, отриманий при електротермічній плавці джездинської марганцевої руди з використанням в якості відновника екыбастузського вугілля, мав наступний склад: 25-40 % Mn; 30-40 % Si; 6-12 % Al; 0,8-1,25 % P; Fe - решта.

Застосування сплаву АМС, що виплавляється електротермічним способом з марганцевих руд і енергетичного вугілля для розкислювання спокійних марок сталі натомість зазвичай вживаних розкислювачів, показало його ефективність завдяки комплексності складу.

Незважаючи на вищевикладені переваги, сплав АМС за раніше розробленою технологією після випуску при охолодженні зазвичай розсипався до порошкоподібного стану. Порошкоподібний сплав потрібно було брикетувати, тобто з'являлися додаткові витрати.

Із-за непостійності складу сплаву і неприхильності вмісту хоч би одного з провідних елементів (марганцю або кремнію) до кількості в стандартних (традиційних) феросплавах (силікомарганець або феросиліцій) він не отримав широкого впровадження в сталеплавильній промисловості.

Виходячи з рівня вмісту кремнію і марганцю в сплаві такого типу для стандартизації може бути прийнятнішим вміст кремнію на рівні 40-50 %. При цьому марганець і алюміній можуть виконувати роль легуючих компонентів і їх вміст можна варіювати в різних марках сплаву з кроком 5 або 10 %.

На підставі цього була розроблена технологія виплавки кремній-, алюміній- і марганецьвмісного сплаву, яка полягає в спільній електротермічній плавці марганцевої руди і високозольного вугілля в якості відновника, без використання дорогого коксу. Марганцева руда використовувалася як нейтралізатор надмірної кількості вуглецю, а процес виплавки здійснювався безшлаковим способом [4, 5].

Таким чином, аналіз літературних даних вітчизняних і зарубіжних джерел, а також діюче виробництво показали актуальність більш ефективного введення алюмінію в комплексний сплав, підвищення вилучення провідного елементу і підвищення техніко-економічних показників виплавки.

Розділ 2

ДОСЛІДЖЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ВИРОБНИЦТВА ФЕРОСИЛКОМАРГАНЦЮ З АЛЮМІНІЄМ

2.1. Аналіз існуючих напрямків у виробництві та використанні феросилікомарганцю з алюмінієм

Комплексні феросплави типу феромарганецьалюміній і феросилікомарганецьалюміній знаходять широке застосування для кінцевого розкислення сталі. Їх розкислююча здатність більш висока, ніж одних тільки марганцевих феросплавів. При розкисленні сталі цими сплавами зменшується кількість неметалевих включень в порівнянні з розкисленням сталі по черзі феромарганцем, силікомарганцем і алюмінієм, а також поліпшується якість поверхні сталевих злитків.

Комплексні феросплави можуть бути застосовані для остаточного розкислення конструкційної сталі підвищеної міцності, сталей для виготовлення корабельного листа, рейкової сталі та ін. [6].

Використання комплексних розкислювачів, що містять кремній і алюміній, може поліпшити баланс алюмінію при виробництві спокійних сталей [7].

У Польщі розроблена технологія отримання комплексних сплавів феромарганецьалюмінію і силікомарганецьалюмінію, яка полягає в сплаві феромарганцю або силікомарганцю з алюмінієвої стружкою в індукційній електропечі. Експериментальні плавки проводили в печі частотою 2400 Гц, потужністю 50 кВт. Зі збільшенням вмісту алюмінію в сплавах зростає схильність складних розкислювачів до розпаду [8]. Найбільш стійкі феромарганецьалюмінієві сплави, що містять 10-15% алюмінію і 60% марганцю; і силікомарганцеві сплави, що містять 45% марганцю, 20% кремнію і 10% алюмінію. Технологія успішно пройшла промислові випробування на печі потужністю 500 кВт [8].

Відомий спосіб отримання розкислювача силікомарганцю, що містить 1-6% алюмінію, шляхом одночасної заливки в ківш рідких силікомарганцю і

алюмінію і продувки розплаву інертним газом через дно ковша. Сплав має велику рівномірність розподілу алюмінію [8].

В Україні алюмінійкремнієві сплави, зокрема алюміній-марганець-кремній, отримують шляхом одностадійної безшлакової вуглецьтермічної плавки [9].

Існує також спосіб отримання сплаву на основі кремнію, кальцію, алюмінію, заліза, що полягає у введенні кускового алюмінію в ківш на кремнійвмісний матеріал, безпосередньо перед випуском розплавів, і надалі випуску на нього з печі спочатку шлаку, потім - металу. Для отримання сплаву з регламентованим вмістом алюмінію, кількість виробленого з печі металевого розплаву за один випуск регулюють установкою ковша з відомою таріровкою, а алюміній вводять з 15-20%-ним надлишком проти необхідного при повному засвоєнні його металевим розплавом [10].

Відомий спосіб отримання лігатури, що включає розплавлення феромарганцю і алюмінію і їх подальше змішування. З метою зниження вигару алюмінію і підвищення ступеня гомогенізації і стабілізації складу лігатури змішування здійснюють введенням в феромарганець рідкого алюмінію затопленим струменем під тиском, що дорівнює 1.1-1.2 тиску стовпа рідкого феромарганцю [11].

Існує спосіб отримання комплексного сплаву марганець-алюміній, що включає сплав феромарганцю в ківш з нагрітим алюмінієм. Футеровка ковша нагріта до 800-1000 °С. Алюміній завантажують трьома рівними порціями, при цьому прогривають перші дві порції протягом 20-30 хв., а третю протягом 1,5-2,0 год. до початку плавлення алюмінію. У розплав вводять рідкий чавун в кількості пропорційній вмісту марганцю в ньому [12].

Аналіз стану технології виробництва феромарганецьалюмінію, як комплексного розкислювача сталі, по вітчизняним і зарубіжним джерелами інформації показує, що існуючі способи отримання комплексних сплавів марганець-кремній-алюміній мають такі суттєві недоліки, такі як: додаткова витрата палива на нагрів і розплавлення алюмінію перед змішуванням і як наслідок, високий вигар алюмінію, низький ступінь гомогенізації і стабілізації

складу: в сплавах з високим вмістом алюмінію: схильність сплаву до саморозсіпання.

Аналіз і порівняння інформації у нас в країні і за закордонними джерелами свідчить про великі резерви в удосконаленні технології одержання сплаву.

Таким чином, основними напрямками вдосконалення технології отримання комплексного сплаву є пошук шляхів більш ефективного введення алюмінію в комплексний сплав, стабілізація складу сплаву, вибір оптимального теплового режиму процесу змішування.

2.2. Характеристика існуючої технології виробництва феросилікомарганцю з алюмінієм і якості сплаву

На Нікопольському заводі феросплавів феросилікомарганецьалюміній виробляють методом змішування рідких розплавів силікомарганцю і алюмінію в ковші за технологічною інструкцією НЗФ ТП146-Ф-40-84. Масова частка виробленого сплаву становить 3% від загального виробництва силікомарганцю.

Після випуску з ковша ретельно зливають шлак. Залишки шлаку загущують добавкою піску. В іншій ківш завантажують розрахункову кількість вторинного алюмінію марок АВ-86 або АВ-88, що відповідає ГОСТ 295-79 і розплавляють під пальником. Після повного розплавлення алюмінію ківш викочують в розливний проліт і в нього заливають феросилікомарганець.

Ківш з отриманий сплавом встановлюють на розливну машину і розливають в злитки за технологічною інструкцією НЗФ ТИ 146Ф-41-84. Силікомарганецьалюміній за хімічним складом повинен задовольняти вимогам технічних умов ТУ-14-5-155-83, наведеними в табл. 2.1.

Таблиця 2.1 - Хімічний склад феромарганецьалюмінію

позначення марки	Масова частка, %					сірка
	кремній	марганець	алюміній	вуглець	фосфор	
не більше						
ФС18MnA3	17,0-19,9	67,0	2,0-5,0	1,7	0,5	0,02
ФС15MnA3	14,0-16,9	67,0	2,0-5,0	2,5	0,5	0,02

Для забезпечення максимальної міцності металу, що характеризується виходом дрібниці фракції 0-20 мм при розсвіі отриманого сплаву, масова частка суми алюмінію і кремнію не повинна перевищувати 22%, тому що при більш високому вмісті цих елементів сплав може мимоволі розсипатися при зберіганні, особливо при утриманні алюмінію, що перевищує 5%.

Якість феромарганецьалюмінію контролюється за хімічним складом, наведеним у табл. 2.1, і по виходу дрібниці менше 20 мм, яке визначають розсіванням на грохоті з сіткою 20x20 мм. Кількість дрібниці не повинно перевищувати 10%.

Основні показники виробництва феромарганецьалюмінію в цеху №1 НЗФ, наведені в табл. 2.2.

Таблиця 2.2 - Показники виробництва силікомарганецьалюмінію

Найменування	Одиниця виміру	піч №7	піч №8	Середнє значення
вироблено сплаву всього: в т.ч. 18ФСМnA3	Б.Т.	13019,7 10896,2	13160,8 11139,8	26180,5 22036,0
15ФСМn A3	Б.Т.	2123,5	2021,0	4144,5
витяг Mn	%	78,87	78,51	78,7
Використання AC		-	-	72,2
Питома витрата: електроенергії	кВт.год / т	3847	3839	3843
марганцева сировина	кг / т	1730,7	1740,7	1735
алюмінію		-	-	42,3

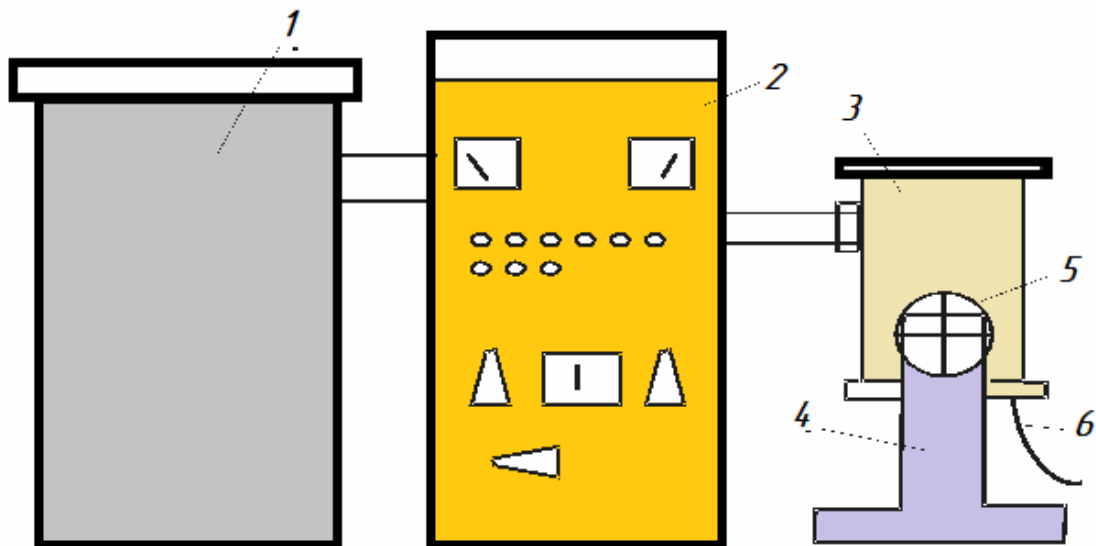
Аналіз особливостей виробництва силікомарганецьалюмінію свідчать про наступні недоліки:

- низька міцність злитків, тому що кількість дрібниці менше 20 мм в готовому металі знаходиться на межі вимог технічних умов і іноді не задовольняє їм;
- ізоляція алюмінію по висоті злитка досягає 1% абс;
- невисока, що не перевищує 72%, ступінь засвоєння алюмінію;
- необхідність використання додаткового тепла для розплавлення Al.

2.3. Методика проведення досліджень

При проведенні досліджень використовували методи лабораторного моделювання. Проводили промислові випробування. При обробці експериментальних даних використовували методи математичної статистики і ЕОМ. Найбільша увага приділялася визначенню температури сплавів, хронометражем окремих операцій і стадій процесу, відбору проб металу, розсіву готового феромарганецьалюмінію.

При проведенні дослідних плавок була використана піч опору Таммана. Схема дослідної установки приведена на рисунку 2.1.



1 - пічний трансформатор РТІ - 25/05; 2 - блок регулювання харчування РНТО-190; 3 - піч Таммана; 4 - станина печі; 5 - механізм нахилу печі; 6 - шланги для подачі води на охолодження

Рисунок 2.1 - Схема лабораторної установки

Основні технічні характеристики печі Таммана наведені нижче:

Потужність трансформатора	25кВт
Діаметр плавильного простору	65мм
Довжина нагрівальної трубки	420мм
Напруга високої боку	380В
Максимальний струм високої сторони	150А
Робочий струм низької сторони	10000А

Напруга низькою боку	4В
Максимальна вага розплавленого металу	300г
Максимальна температура	1900 °С

Піч опору Таммана складається з нагрівальної графітової трубки, двох латунних кілець, двох водоохолоджуючих латунних кришок і кожуха. Кільця в робочому стані щільно прилягають до графітової трубки і латунних кришок. Кожух печі - суцільнометалевий, виконаний з сталевого листа товщиною 5мм. Футеровка печі складається з шамотної цегли і кріптолової засипки навколо графітової трубки.

Живлення печі здійснюється через трансформатор типу РТІ - 25/05. Регулювання живлення печі здійснюється РНТО - 190. Максимальний робочий струм становить 150А. Піч забезпечена струмового кордоном - автоматом з відсіченням при 300А. Охолодження кришок печі здійснюється зворотною водою, з тиском системі не менше 2,5 атм. У разі падіння в системі спрацьовує гідрозахист (при тиску 1 атм).

2.4. Дослідження впливу технологічних факторів на характеристики міцності злитків феросилікомарганцю з алюмінієм

З метою визначення факторів, що впливають на міцність злитків феромарганецьалюмінію, була проведена дослідна кампанія в промислових умовах цеху №1 Нікопольського заводу феросплавів.

Під час проведення дослідної кампанії досліджені наступні фактори:

- час розплавлення алюмінію газовим пальником;
- тривалість витримки сплаву перед змішуванням;
- тривалість витримки сплаву до початку розливання;
- тривалість розливання феромарганецьалюмінію;
- температура металу, що розливається;
- товщина зливка.

Дослідженню були піддані 40 плавок, результати якого узагальнені і зведені в табл. 2.3.

Таблиця 2.3 - Результати дослідження існуючого способу отримання феромарганецьалюмінію

№	тривалість			t ° сплаву при розливанні, °С	товщина злитка, мм	Масова частка елементів в сплаві, %					Маса і фракційний склад готового сплаву				
	розплавлення Al газовим пальником	витримка сплаву перед розливанням, м, хв	розливка, хв.			Mn	Si	C	P	Al	маса сплаву до розсівання, т	маса сплаву до розсівання, т	маса дрібної фракції		максимальна маса одного шматка, кг
													т	%	
1	120	90	45	1276	85-95	71,1	17,1	1,5	0,48	2,6	27,5	25,0	2,5	9,1	12,4
2	160	45	42	1256	85	69,2	18,2	1,2	0,48	3,7	23,6	21,6	2,0	8,5	12,9
3	198	48	42	1330	80-85	70,0	17,8	1,3	0,48	3,1	25,0	22,4	2,6	10,4	12,4
4	245	125	52	1292	95-105	71,0	17,1	1,5	0,48	3,1	31,3	28,8	2,5	8,0	12,7
5	120	135	40	1308	90-100	70,2	18,1	1,2	0,5	2,4	25,2	24,8	0,4	1,6	13,1
6	220	40	45	1322	85-90	70,0	18,6	1,1	0,48	2,1	31,3	27,9	3,4	10,9	12,4
7	139	79	43	1303	80-100	70,7	17,1	1,5	0,48	2,8	25,4	23,3	2,1	9,3	11,9
8	135	75	35	1325	95-100	70,1	17,6	1,3	0,48	3,3	26,1	23,7	2,4	9,2	12,0

Отримані дані піддані статистичній обробці для визначення впливу на міцність одержуваних злитків феромарганецьалюмінію його хімічного складу, тривалості розплавлення алюмінію, тривалості операції змішування розплавів і температури сплаву, що розливається.

Наявністю дрібної фракції 0-20 мм в готовій продукції характеризувався показник міцності одержуваного сплаву. Кількість дрібниці визначали розсіванням феромарганецьалюмінію на грохоті з сіткою 20x20 мм.

В результаті обробки експериментальних даних встановлено, що міцність злитка феромарганецьалюмінію залежить від масової частки кремнію в сплаві (рис. 2.2). Звідси випливає, що вміст кремнію в сплаві не повинен перевищувати 18,4%.

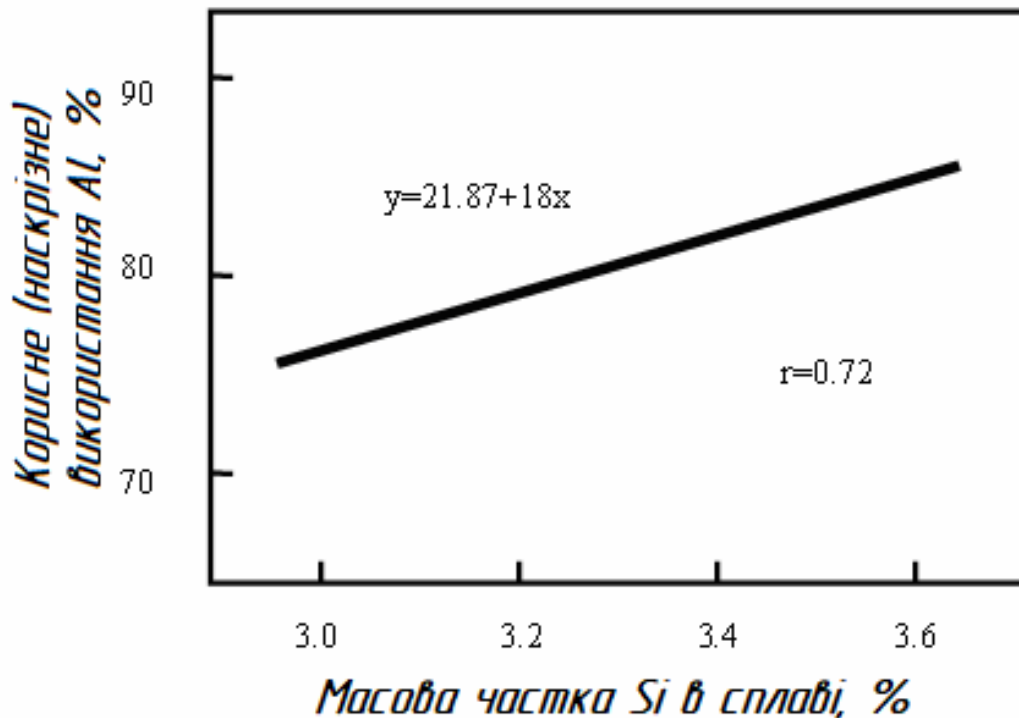


Рисунок 2.2 - Вплив масової частки кремнію в сплаві на вихід придатної фракції

Вплив часу витримки алюмінію під газовим пальником на вихід некондиційної дрібниці приведено на рис. 2.3, з якого видно, що зі збільшенням часу витримки алюмінію під газовим пальником, вихід некондиційної дрібниці зростає і становить 10% при тривалості витримки 190 хв. .

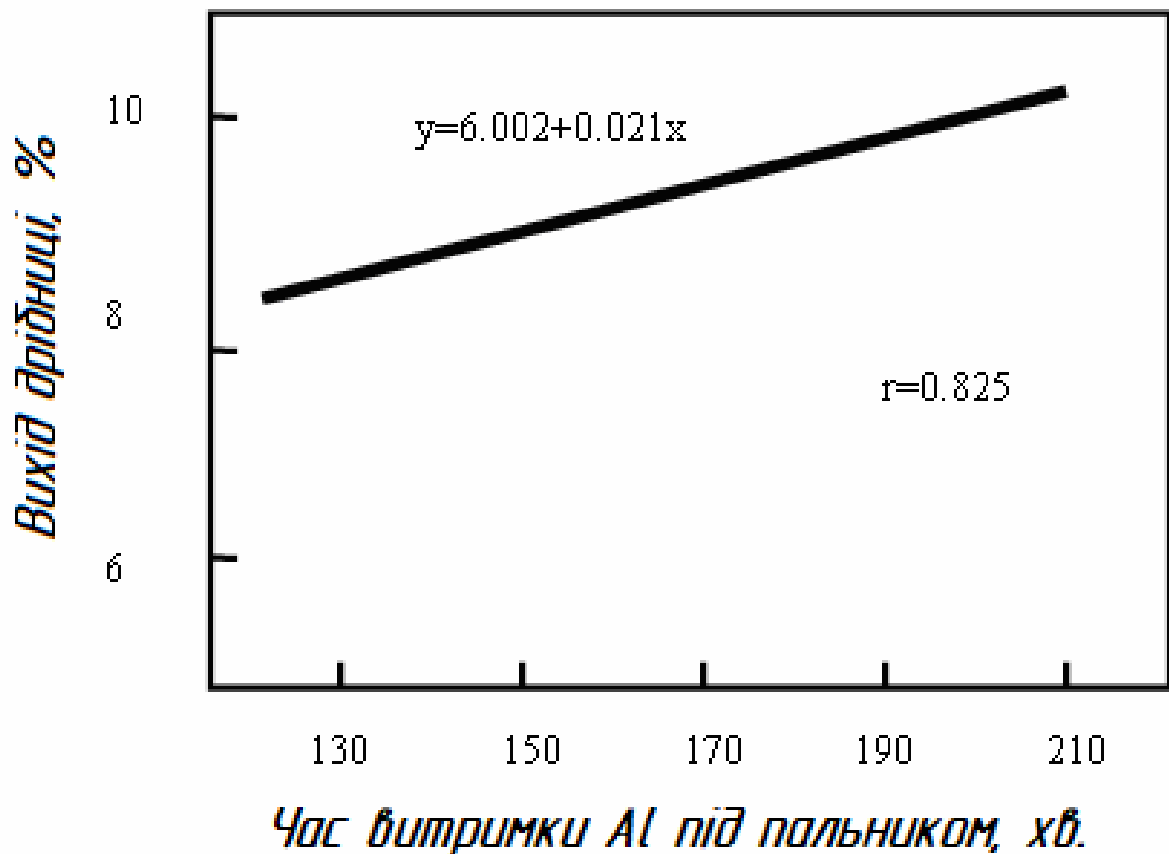


Рисунок 2.3 - Залежність виходу дрібниці фракції -20 мм від часу витримки алюмінію під газовим пальником

Наявність такого зв'язку пояснюється, по-видимому, надходженням в рідкий сплав вуглецю і кисню в процесі утворення карбідів або оксікарбідів алюмінію, які послаблюють зв'язки між зернами охолодженого сплаву і знижують його механічну міцність. З цієї точки зору доцільно скорочення часу контакту рідкого алюмінію з продуктами згоряння аж до відмови від застосування газового пальника.

Подібний механізм руйнування для залізо-алюміній-кремнієвих сплавів підтверджують японські дослідники [13].

За даними наших досліджень іншим фактором, що впливає на вихід дрібниці, є температура сплаву, що розливається. Рисунок 2.4 показує, що з підвищенням температури розливання вихід дрібниці збільшується і досягає 10% при 1340 °С.

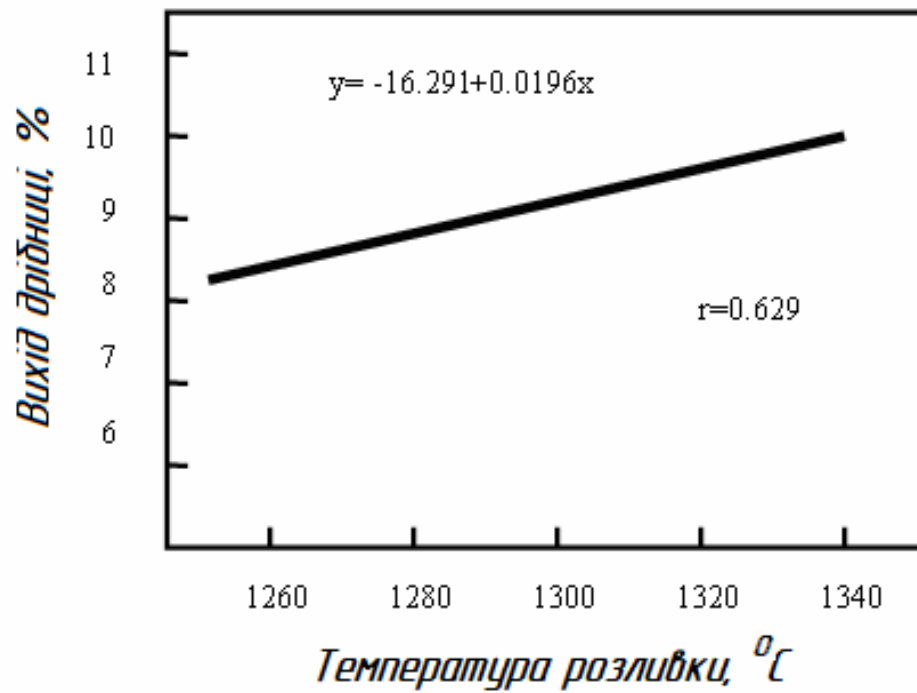


Рисунок 2.4 - Залежність виходу дрібниці фракції (20мм) від температури сплаву, що розливається

Наявність такого зв'язку побічно підтверджується зворотною залежністю між виходом дрібниці і тривалістю витримки сплаву перед змішуванням (рис. 2.5).

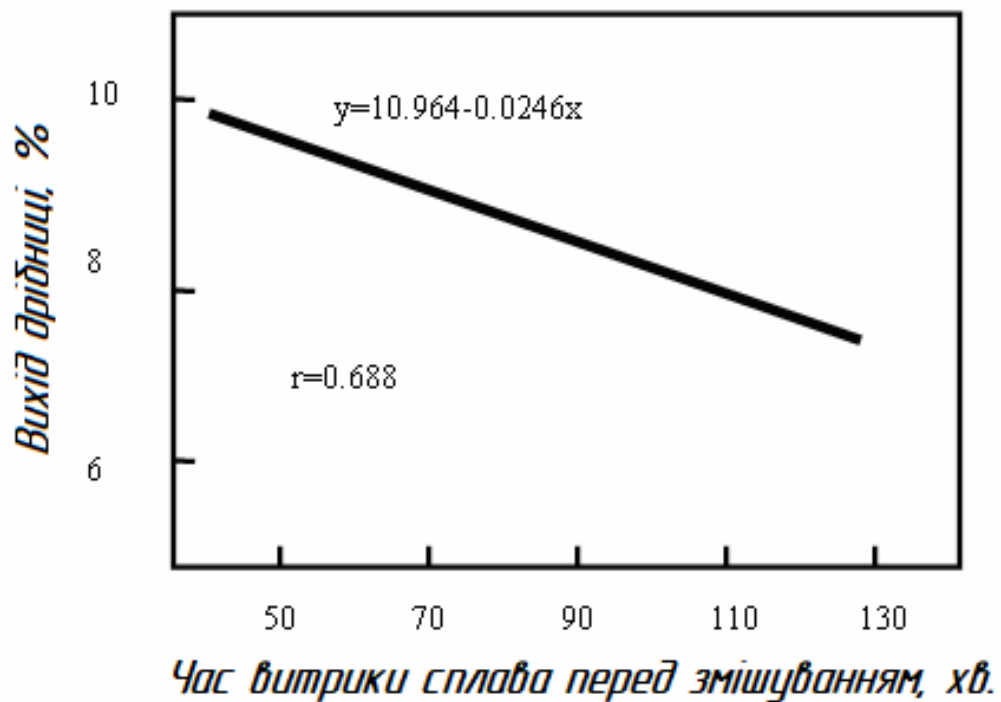


Рисунок 2.5 - Залежність виходу фракції 0-20 мм від тривалості витримки сплаву перед змішуванням

Вплив температури на вихід дрібниці пов'язаний, ймовірно, з укрупненням зерна в структурі сплаву і зниженням на підставі цього його механічної міцності [14].

Отримана залежність свідчить про доцільність проведення операції змішування при більш низькій температурі, з огляду на що розчинення алюмінію протікає з екзотермічним ефектом [15].

За допомогою обробки результатів досліджень показано вплив на вихід дрібниці 0-20 мм таких технологічних факторів, як товщина розлитого злитка (dt), температура сплаву, що розливається (t_p), і тривалість витримки алюмінію під газовим пальником (τ). При цьому була отримана наступна залежність (коефіцієнт множинної кореляції 0,793):

$$Y = 11,349 - 0,128 dt + 0,016 t_p + 0,066 \tau \quad (2.33)$$

Ця залежність підтверджує раніше наведені парні зв'язки між виходом дрібниці і температурою сплаву, що розливається, а також тривалості витримки алюмінію під пальником. Вона показує також, що існує зворотний зв'язок між виходом фракція 0-20 мм і товщиною злитка, тобто розливання в більш тонкий злиток збільшує крихкість сплаву.

З вищевикладеного випливає, що для отримання міцного злитка необхідно, щоб вміст кремнію в сплаві не перевищував 18,4%, при цьому доцільно скорочення часу контакту рідкого алюмінію з полум'ям пальника, аж до відмови від застосування стадії розплавлення. Температура сплаву, що розливається, не повинна перевищувати 1340 °С. Товщина злитка повинна знаходитися в межах 90-100 мм.

2.5 Дослідження та розробка раціонального способу використання алюмінію у виробництві феросилікомарганцю з алюмінієм

Основним недоліком існуючого в промисловості способу отримання феромарганецьалюмінію є досить високий, рівний 28,8% вигар алюмінію при його розплавленні в ковші. При цьому додатково витрачається до 15 м³/т природного газу на розплавлення алюмінію. Збільшується також кількість некондиційної дрібниці готового сплаву до 13,1% (табл. 2.4).

Таблиця 2.4 - Результати досліджень отримання феромарганецьалюмінію за базовим варіантом

№ плавки	Масова частка елементів в сплаві, %				маса Al, т	маса отриманого сплаву до розливання, т	втрати сплаву при розливанні і грохоченні		використання Al, %	вигар Al, %	маса товарного сплаву, т	вихід фракції -20 мм, %
	Si	Mn	P	Al			т	%				
7681A	17,0	71,6	0,48	3,1	1,2	31,8	8,5	26,7	67,8	6,7	23,3	13,1 / 10,0
7685A	17,1	72,6	0,48	2,8	1,2	30,3	4,9	16,2	67,3	19,7	25,4	11,2 / 5,1
7704A	19,8	70,5	0,48	2,1	1,05	24,1	5,4	22,4	42,5	45,2	18,7	12,9 / 8,8
7711A	17,7	71,6	0,48	2,6	1,05	24,2	5,1	21,1	53,8	31,9	19,1	11,4 / 9,9
7720A	18,4	70,3	0,48	2,8	1,275	35,1	7,5	21,3	68,8	12,4	27,6	12,4 / 9,2
7723A	17,2	71,5	0,48	3,0	1,2	-	-	-	68,8	-	24,2	13,1 / 8,7
7722A	17,2	72,2	0,48	2,3	1,275	-	-	-	68,9	-	33,6	
7715A	18,4	71,5	0,48	2,4	1,05	21,4	0,2	0,9	55,1	44,4	21,2	
7702A	18,4	71,2	0,48	2,8	1,05	-	-	-	62,6	-	20,7	
7699A	18,4	71,3	0,48	2,4	1,05	35,8	2,4	9,3	60,8	33,0	23,4	
7700A	18,6	70,9	0,48	2,7	1,05	24,7	0,4	1,6	70,9	27,8	24,3	
7695A	17,4	71,5	0,48	2,9	1,05	24,1	0,9	3,7	72,8	24,4	23,2	
7696A	17,8	71,8	0,48	2,4	1,05	23,8	0,6	2,5	60,3	38,2	23,2	
7693A	17,2	71,6	0,48	3,0	1,2	21,5	0,7	3,3	59,1	40,9	20,8	
7689A	17,8	71,7	0,48	2,5	1,275	28,3	0,6	2,1	61,7	37,0	27,7	
7690A	17,4	71,2	0,48	3,3	1,2	27,8	0,1	0,4	85,9	13,2	27,5	
середнє	17,8	71,4		2,7	47,5	26,4	1,1		64,5	28,8	24,0	

Для поліпшення якості сплаву і основних показників процесу було рекомендовано розплавлення алюмінію проводити за допомогою використання тепла рідкого силікомарганцю [16].

Цей спосіб отримання феромарганецьалюмінію був випробуваний в лабораторних умовах, результати дослідження якого представлені в таблиці 2.5 і випробувані в умовах експериментального цеху Нікопольського заводу феросплавів (табл.2.6). В результаті лабораторних випробувань показана принципова можливість запропонованого способу отримання комплексного сплаву марганець-кремній-алюміній. В результаті промислових випробувань встановлено, що доцільно проводити розплавлення алюмінію теплом рідкого силікомарганцю, перегрітого під лінією ліквідус на 170-240 °С. Силікомарганець при цьому слід заливати в ківш з алюмінієм в два прийоми. Спочатку заливають від 0,25 до 0,40 загальної маси силікомарганцю зі швидкістю 6-8 т/хв. Після витримки сплаву протягом 3-8 хв. заливають залишкову кількість силікомарганцю зі швидкістю 11-15 т / хв.

Нижня межа перегріву силікомарганцю над лінією ліквідус рівна 170 ° С - обумовлений мінімальним нагріванням, здатним забезпечити розплавлення алюмінію. Температура силікомарганцю вище 240 °С призводить до зменшення міцності злитка. Нижня межа витримки в ковші після першого прийому заливки -3 хв. обумовлена мінімальним часом, необхідним для повного розчинення алюмінію. Верхня межа витримки 8 хв. обумовлена максимальним часом необхідним для повного розчинення алюмінію в силікомарганцю першого прийому заливки.

Витримка металу в ковші довше 8 хв., недоцільна, тому що призводить до додаткового вигару алюмінію, що знизить ступінь його засвоєння при отриманні феромарганецьалюмінію. Швидкість зливу першої порції силікомарганцю 6 т/хв. визначає мінімальний час, необхідний для повної теплопередачі і розплавлення алюмінію під шаром силікомарганцю, що забезпечує підвищення ступеня засвоєння алюмінію.

Зниження швидкості менше 6 т/хв подовжує час процесу розплавлення, що знижує ступінь засвоєння і створює умови, що сприяють утворенню карбиду алюмінію Al_4C_3 . Це в свою чергу знижує міцність сплаву.

Таблиця 2.5 - Основні результати лабораторних досліджень запропонованого способу отримання феромарганецьалюмінію

№ серії дослідів	Кількість дослідів в серії	маса першої порції силікомарганцю, частка від загальної маси	Тривалість витримки після заливки першої порції силікомарганцю, хв	перегрів силікомарганцю над лінією ліквідус, °С		засвоєння алюмінію розплавом, %		вихід некондиційної дрібниці (-20 мм) до маси сплаву, що розливається, %		швидкість зливу другої порції сплаву, т / хв
				X	S	X	S	X	S	
		X	X	X	S	X	S	X	S	X
1	2	1	-	205	49,5	50,95	1,91	14,85	0,35	14,5
2	5	0,32	5	205	0	70,94	1,460	8,16	0,560	14
3	31	0,3	5	211,1	25,7	62,30	8,540	9,75	2,32	9
4	12	0,3	5	204	30,7	62,14	7,15	12,16	1,31	11
5	11	0,3	3	208	28,74	68,43	1,79	8,24	0,40	14
6	11	0,3	10	208	28,74	53,86	3,19	11,72	6,59	14
7	11	0,3	8	208	28,74	61,45	2,52	12,44	1,33	14
8	11	0,3	2	208	28,74	55,74	4,34	10,47	0,93	14

Таблиця 2.6 - Основні результати промислових випробувань дослідної технології отримання комплексного сплаву Mn-Si-Al

№ плавов	Масова частка елементів сплаву, %				маса Al (В злитках), т	маса сплаву перед розливкою, т	маса товарного сплаву, т	втрати сплаву на розливанні і грохоченні, т	використання Al, %	вигар Al, %	вихід дрібної фракції (-20 мм), %
	Si	Mn	P	Al							
8348A	17,1	71,1	0,48	3,2	1,41	32,9	25,8	7,1	66,5	15,2	9,2
8250A	17,5	72,6	0,48	2,7	1,30	31,4	26,5	4,9	62,5	25,9	8,0
7670A	17,4	71,9	0,48	2,9	1,275	30,0	25,1	4,9	64,9	22,5	4,6
8356A	18,3	71,1	0,48	2,6	1,305	29,6	29,2	0,4	66,4	23,0	-
8359A	17,1	72,3	0,48	2,2	1,275	29,5	29,4	0,1	57,6	42,2	-
8363A	17,6	71,7	0,48	2,6	1,305	26,7	26,2	0,5	59,5	39,6	-
8364A	18,3	71,6	0,48	2,1	1,305	31,5	31,4	0,1	57,6	42,4	-
8367A	17,3	72,0	0,48	2,6	1,275	28,2	22,3	5,9	51,8	34,7	-
8369A	18,1	71,1	0,48	3,0	1,275	27,7	26,7	1,0	71,4	26,0	11,6 / 18,2
8377A	17,7	71,0	0,48	3,1	1,275	28,6	28,1	0,5	77,6	21,0	-
8382A	18,1	71,2	0,48	2,9	1,305	30,0	28,9	1,1	73,3	24,3	-
8383A	17,7	70,9	0,48	3,2	1,275	32,2	28,8	3,4	82,1	8,2	-
8385A	18,4	70,0	0,48	3,6	1,275	29,0	28,7	0,3	92,1	7,0	-
8386A	18,1	70,8	0,48	3,0	1,275	30,2	29,1	1,1	77,8	19,3	-
8387A	17,7	70,5	0,48	3,6	1,305	28,8	27,7	1,1	87,2	9,7	-
8388A	19,8	70,1	0,48	3,5	1,275	27,3	26,0	1,3	81,1	14,9	-
8390A	17,3	71,3	0,48	3,3	1,275	29,8	29,8	-	87,6	12,4	-
8393A	17,6	71,6	0,48	2,7	1,275	28,6	28,1	0,5	67,6	31,2	-
8396A	17,1	71,3	0,48	3,5	1,200	26,7	25,7	1,0	81,7	11,5	-
8398A	18,9	70,0	0,48	3,2	1,275	31,1	28,4	2,7	81,0	11,3	-
8401A	17,6	71,4	0,48	2,8	1,275	27,5	26,2	1,3	65,4	31,4	-
8402A	17,2	71,4	0,48	3,3	1,275	28,6	28,2	0,4	82,9	15,9	-
8404A	17,1	71,2	0,48	3,4	1,275	39,2	26,3	2,9	79,7	-	9,0
8406A	17,3	71,7	0,48	3,1	1,305	31,4	29,8	1,6	80,8	15,3	9,8
середнє	17,8	71,2	0,48	3,0	1,275	29,4	27,6	2,6	73,2	21,9	

Швидкість зливу 8т/хв визначає час контакту рідкого силікомарганцю і твердого алюмінію достатнім для розплавлення останнього при мінімальному вигарі. Збільшення швидкості більш 8т/хв призводить до спливання нерозчинених чушок алюмінію, збільшуючи вигар останнього. Швидкість струменя другої порції силікомарганцю 11 т/хв відповідає мінімальному значення інтенсивності струменя, що сприяє повному перемішуванню і досягненню задовільною однорідності металу. При швидкості менше 11 т/хв повне змішання алюмінію і силікомарганцю не досягається.

Швидкість зливу 15 т/хв забезпечує повне змішування і підвищення однорідності складу. Підвищення швидкості зливу другої порції силікомарганцю більше 15 т/хв недоцільно, тому що йде інтенсивне розбризкування, що призводить до втрати провідних елементів.

Дані лабораторних та промислових випробувань були оброблені, використовуючи методи математичної статистики. Результати обробки представлені на рис.2.6; 2.7.

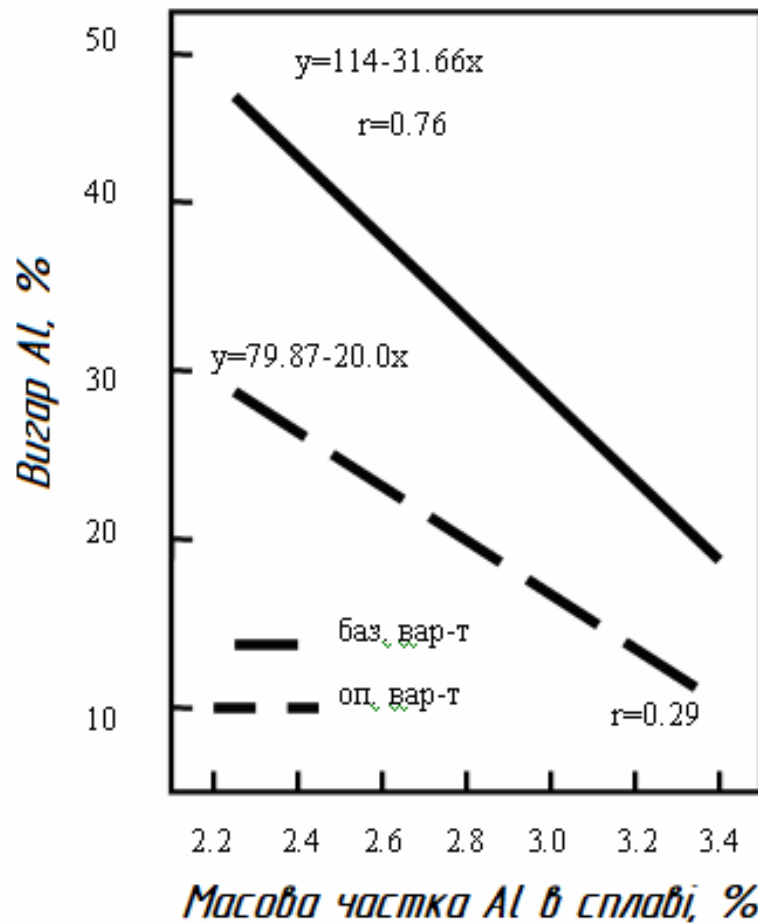


Рисунок 2.6 - Залежність вигару алюмінію від його вмісту в сплаві

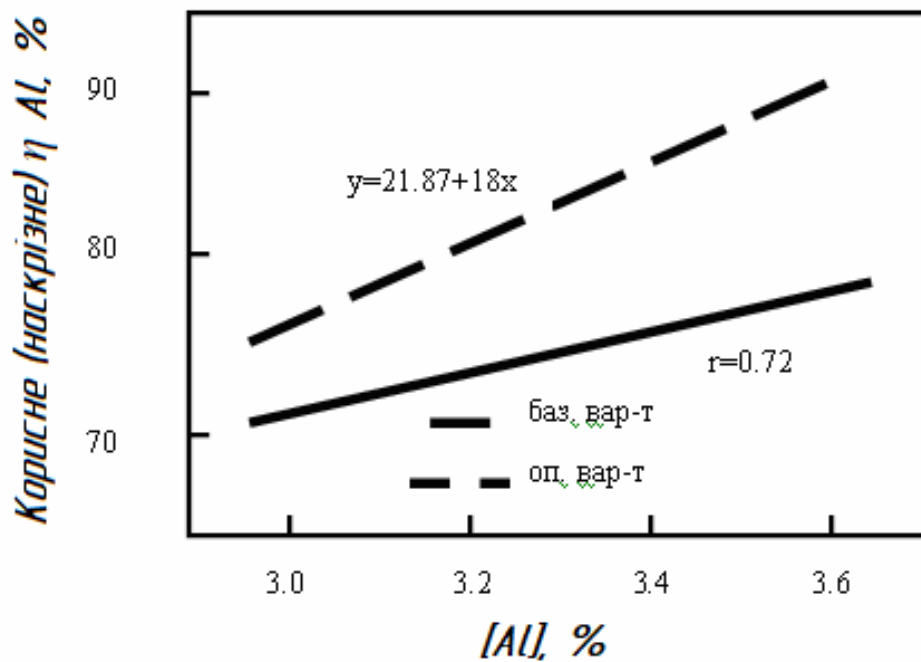


Рисунок 2.7 - Залежність наскрізного використання Al від його вмісту в сплаві

Для базової і дослідної технології отриманий чіткий зворотний зв'язок між вигаром алюмінію і його вмістом в готовому металі (рис.2.7).

Наявність такого зв'язку може бути пояснена таким чином. При будь-якому вмісті алюмінію в сплаві певна його частина (практично постійна) згоряє на поверхні розплаву, утворюючи плівку з оксиду алюмінію Al_2O_3 . Ця плівка оберігає решту алюмінію від окислення. З цієї точки зору з підвищенням вмісту алюмінію в сплаві його відносні втрати на вигар зменшуються [17].

З іншого боку аналіз рівняння для розрахунку вигару алюмінію показує, що зниження вигару принципово можливо не тільки за рахунок підвищення вмісту алюмінію в сплаві, але і за рахунок зниження його маси, що витрачається на легування сплаву.

$$y = 100 \frac{m_{г.с.}[Al]}{m_{Al} 0,88} \quad (2.34)$$

де: Y - вигар алюмінію в %;

$m_{г.с.}$ - маса готового сплаву;

m_{Al} - маса задається алюмінію, т;

0,88 - коефіцієнт перерахунку.

Збільшення корисного використання алюмінію з ростом його вмісту в сплаві рис. 2.7 є результатом з одного боку зниження вигару алюмінію, а з іншого боку зниження втрат сплаву у вигляді дрібниці при грохоченні, але тоді повинен існувати зв'язок між вмістом алюмінію і кількістю некондиційної дрібниці [18].

В результаті вищевикладеного впливає, що розроблена раціональна технологія отримання комплексного сплаву марганець-кремній-алюміній, що складається з розплавлення алюмінію за допомогою рідкого силікомарганцю, перегрітого над лінією ліквідус на 170-240 °С, який задають двома порціями: від 0,25 до 0,40 загальної маси силікомарганцю зі швидкістю 6-8 м/хв, а після витримки протягом 3-8 хв залишкова кількість зі швидкістю 11-15 м/хв, при цьому знижується вигар алюмінію з 28,8% до 21,9% і відповідно збільшується вихід придатного ~ на 2%.

2.6. Застосування сплаву АК-19 у виробництві феросилікомарганцю з алюмінієм

Як заміник вторинного алюмінію, нами був випробуваний сплав алюмінію з кремнієм АК-19 такого хімічного складу, %: Al-70, Si-17, Ti-5, Mn-5, Zr-3. Виплавку сплаву проводили на крупнолабораторній печі потужністю 150 кВт.

Для стягнення можливості заміни і введення заміника вторинного алюмінію було проведено 4 варіанти випробування.

Перший варіант передбачав повну заміну вторинного алюмінію сплавом АК-19 за існуючою технологією виробництва феромарганецьалюмінію. Для зменшення вигару алюмінію при розплавленні з метою створення захисної плівки задали 8 кг засипки № 11. Хімічний склад застосовуваних сумішей наведено в табл. 2.7.

З метою з'ясування впливу застосування суміші на витяг алюмінію в сплав, в другому варіанті випробування замість засипки № 11 задавали 15 кг суміші №7 (табл. 2.7) і 1400 кг сплаву АК-19, з подальшим розплавленням газовим пальником і змішуванням з рідким феросилікомарганцю.

Таблиця 2.7 - Хімічний склад застосовуваних сумішей

засипка	Масова частка компонентів, %							
	Алюмінієвий порошок	Нагрієва селітра	Марганцевий концентрат	Силікатна брила	Плавіковий шпат	феросиліцій 65	Силіко-кальцій	Кальцинована сода
Засипка11	7-9	2-4	31-33	-	-	56-58	-	-
суміш 7	6-10	-	25-33	23-30	20-30	-	6-12	3-10

Щоб знизити витрати природного газу на розплавлення сплаву АК-19, в третьому варіанті випробувань виробляли не повне розплавлення сплаву, а його частковий нагрів (~ 450 °С) з наступним заливанням рідким феросилікомарганцю в 2 прийоми.

Для повного виключення карбідоутворення алюмінію і економії природного газу в четвертому варіанті досліджень був випробуваний спосіб отримання феромарганецьалюмінію, що складається з заливки і розплавлення сплаву АК-19 рідким феросилікомарганцем. Результати випробувань наведені в таблиці 2.8.

Таблиця 2.8 - Результати напівпромислових випробувань застосування сплаву АК-19 у виробництві феромарганецьалюмінію

№ варіанта	кількість заданого сплаву АК-19, т	Масова частка елементів, %							ступінь витягання Al, %	маса товарного сплаву т	кількість дрібниці, що утворюється фрак. 0-20мм %
		Mn	Si	C	P	Al	Ti	Zr			
1	1,400	70,1	18,3	1,2	0,49	2,8	0,21	0,11	87,7	27,7	9,8
2	1,400	71,6	17,5	1,4	0,48	2,0	0,20	0,10	50,0	24,5	6,1
3	1,400	68,9	19,6	0,9	0,48	3,3	0,23	0,12	85,3	24,8	8,1
4	1,400	71,8	17,7	1,3	0,48	2,2	0,19	0,11	66,0	27,3	9,9

Аналіз наведених даних свідчить, що найбільш високі показники вилучення алюмінію були отримані при повній заміні вторинного алюмінію сплавом АК-19 за існуючою технологією (вар.1) і при частковому нагріванні сплаву АК-19 з подальшою заливкою рідким феросилікомарганцем (вар.3)

Плавки за варіантами 2 і 4 відрізнялися низьким вмістом алюмінію 2,0 і 2,2% і низьким його витяганням 50 і 66% відповідно.

Низьке витягання алюмінію в другому варіанті пояснюється потраплянням значної кількості шлаку силікомарганцю при проведенні операції змішування. При цьому значна частина алюмінію була витрачена на відновлення марганцю і кремнію з шлаку [19].

Під час заливки силікомарганцю і витримки після заливки частини сплаву для розплавлення АК-19 спостерігалось спливання злитків на поверхню розплаву (вар. 4). При цьому, мабуть, на межі поділу твердий сплав АК-19, рідкий феросилікомарганець і повітря відбувалося інтенсивне окислення алюмінію.

В результаті проведених напівпромислових випробувань показана принципова можливість заміни вторинного алюмінію дешевшим силікоалюмінієм. Отримано і відправлена споживачеві для подальших досліджень невелика товарна партія нового комплексного сплаву, що містить марганець, кремній, фосфор, вуглець, алюміній, титан і цирконій. Можливе створення раціонального способу отримання комплексного сплаву без розплавлення сплаву АК-19 газовими пальниками при застосуванні чушок сплаву малого розважування (15-25 кг).

Застосування оберігаючих засипок від окислення позитивного ефекту не дало.

При додатковій добавці перед розплавленням алюмінійвмісних матеріалів 25-30 кг заліза вихід некондиційної дрібниці знижується на 1,5-2,5%.

2.7 Розробка технології отримання алюмосилікомарганцю з використанням високозольного вугілля

На підставі попередніх досліджень була розроблена технологія виплавки кремній-, алюміній- і марганецьвмісного сплаву, яка полягає в спільній електротермії марганцевої руди і високозольного вугілля в якості відновника, без використання дорогого коксу. Марганцева руда використовувалася як

нейтралізатор надмірної кількості вуглецю, а процес виплавки здійснювався безшлаковим способом [20, 21].

Завданням технології отримання нового високоефективного комплексного сплаву, що розробляється, - алюмосилікомарганцю - являлася оптимізація складу шихти, що дозволяє переробляти дешеві нетрадиційні матеріали з отриманням заданого складу сплаву.

При цьому сплав повинен був повністю виключати явище його розсіпу при охолодженні і кристалізації.

Поставлена мета досягається тим, що шихта для виплавки алюмосилікомарганцю в руднотермічній печі містить: високозольне вугілля, зольністю більше 50 %, яке мало використовується в енергетичних цілях; марганцеву руду і кварцит. За технологією отримання сплаву АМС використовували вугілля зольністю до 30 %. Для отримання сплаву алюмосилікомарганцю можна використовувати висококремнеземисті марганцеві руди некондиційні за вмістом марганцю (20-30 %), які непридатні для отримання стандартних марок феросилікомарганцю і тим більше феромарганцю.

Проведений аналіз високозольного вугілля показав його відповідність по технічному складу і вмісту основних компонентів (SiO_2 , Al_2O_3) в золі вимогам для виплавки сплаву алюмосилікомарганцю. Позитивною відмінністю відвальних високозольних різновидів вугілля від тих, що раніше застосовувалися у складі шихти комплексного сплаву АМС, високозольне вугілля має низький вміст фосфору, сірки, заліза і вищий питомий електроопір, що вигідно відрізняє їх в порівнянні з традиційними відновниками.

Відвальне високозольне вугілля зольністю 50-60 % є в основному природною сумішшю оксидів кремнію, алюмінію і вуглецю. Мінеральна складова порід на 93-96 % складається з оксидів кремнію і алюмінію. Вміст сполук заліза, кальцію, магнію і титану, сума яких не перевищує 4-7 %. Вміст SiO_2 і Al_2O_3 в зольній частині знаходиться в межах 55-60 % і 30-35 % відповідно. Вугільна маса в породах залежно від зольності складає 20-34 % при

вмісті до 16 % летких з'єднань. Цей склад високозольного вугілля гарантує отримання кремнійалюмінієвого сплаву з марганцем зі вмістом кремнію 45-50 %, алюмінію 10-25 %, марганцю 10-20 %.

При високих температурах, аж до температури розм'якшення - 1600 °С вуглевідходи зберігають механічну міцність, оплавлення відбувається тільки при температурі вище 1650 °С.

Високозольне вугілля Львівсько-Волинського басейну представляє великий інтерес з точки зору отримання високомарочних сортів алюмосилікомарганцю зі вмістом кремнію 40-50 %, алюмінію в інтервалі 15-20 % і марганцю 10-20 % для їх використання в металотермічному виробництві середньо- і низьковуглецевого феромарганцю.

Дослідні випробування по виплавці алюмосилікомарганцю були проведені в електропечі з потужністю трансформатора 200 кВА. В якості шихтових матеріалів було використане відвальне високозольне вугілля, марганцева руда і кварцит.

Шихта для виплавки алюмосилікомарганцю має наступний склад залежно від зольності вугілля, мас. %:

- - високозольне вугілля 75-93;
- - марганцева руда 6,5-20;
- - кварцит 0,5-5.

Особливістю технології є виключення застосування коксу. Технічний і хімічний склади шихтових матеріалів представлені в таблиці 2.9.

Таблиця 2.9 - Технічний і хімічний склади шихтових матеріалів

Матеріал	Вміст, %									
	A ^d	V ^d	W ^a	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Mn _{заг}	Fe _{заг}	P _{заг}
Високозольне вугілля	50-55	16-17	1,8-2,1	56-62	32-35	1,5-3,3	0,23-0,55	–	0,23-0,63	0,01-0,02
Марганцева руда	–	–	–	35,8	2,08	0,93	0,72	26,72	2,77	0,024
Кварцит	–	–	0,5	97,05	0,76	0,77	0,02	–	0,49	0,013

Аналіз результатів випробувань показав, що переробка цього складу шихти дозволяє отримати комплексний сплав - алюмосилікомарганець, в якому міститься, мас. %: кремнію 45-50; алюмінію 15-25; марганцю 12-20; заліза 6-10; вуглецю 0,3-0,4; фосфору 0,02-0,03.

При зміні співвідношення компонентів шихтової суміші від вказаних вище меж повністю порушується процес отримання якісного сплаву. При надлишку відновника у ванні печі спостерігається накопичення карбідів, а при його недоліку відбувається перехід в шлаковий режим. Зниження вмісту в шихті високозольного вугілля нижче за значення 70-75 % призводить до шлакування шихти, а збільшення вище 93 % - до накопичення карбідів у ванні печі. Порушення вказаних меж за вмістом високозольного вугілля в ході дослідних випробувань призводило до погіршення технологічності процесу, з отриманням сплаву некондиційного складу, який був не схильний до явища розсипу.

У отриманому сплаві із запропонованим складом шихти вміст фосфору був в межах 0,025-0,030 %, навпаки, комплексному сплаву АМС був властивий вміст фосфору 0,8-1,3 %. Це особливо важливо при виплавці особливо якісних сталей, допустимий вміст фосфору в яких не повинен перевищувати 0,020-0,025. Для сплаву алюмосилікомарганець виключення його розсипу пояснюється зниженням концентрації фосфору і карбідних включень по межах зерен сплаву при кристалізації, що при вмісті алюмінію більше 12 % практично повністю виключає його руйнування при охолодженні. Результати дослідних плавок алюмосилікомарганцю представлені в таблиці 2.10.

Таблиця 2.10 - Хімічний склад алюмосилікомарганцю

Сплав	Вміст елементів, %						Витягання елементів, %		
	Si	Al	Mn	Fe	Ca	P	Si	Al	Mn
1	46,15	16,45	20,04	6,5	0,6	0,03	76,95	75,94	92,28
2	45,54	20,11	17,3	8,7	0,7	0,02	83,98	81,7	90,87
3	48,58	25,41	12,13	10,1	0,05	0,02	82,75	85,35	91,29

Отриманий комплексний сплав, на відміну від сплаву АМС, який розсипався через декілька годин після випуску, не розсипається в атмосфері повітря, навіть після витримки 6-8 місяців. Сплав же АМС незалежно від складу, внаслідок низького вмісту алюмінію і високого фосфору, практично завжди схильний до явища розсипу. При цьому відпадає яка-небудь необхідність у витратах на брикетування або огрудкування кінцевого продукту.

Виплавка сплаву алюмосилікомарганцю характеризується комплексним використанням усіх основних елементів руди, високим коефіцієнтом переходу елементів в сплав, що обумовлює низьку витрату шихтових матеріалів при отриманні одиниці кількості продукту. Безшлакова плавка з повним відновленням усіх оксидних з'єднань і висока температура процесу дозволяють видаляти фосфор на 55-60 % сублімацією з газоподібними продуктами плавки.

Використання сплаву алюмосилікомарганцю при обробці сталі дозволить замінити на 100 % феросиліцій, на 70-80 % силікомарганець і на 65-75 % алюміній, вживані за традиційною технологією.

При переробці марганцевих руд безшлаковим способом на комплексний сплав типу алюмосилікомарганець основне значення має валовий склад руд, їх мінералогічна характеристика практично не впливає на техніко-економічні показники процесу. У цьому сенсі технологія переробки марганцевих руд на комплексні сплави є більше універсальною, ніж переробка марганцевих руд за допомогою операцій їх збагачення для виплавки традиційних марганцевих сплавів.

Пропонований склад шихти, випробуваний в електропечі з потужністю трансформатора 200 кВА, дозволяє проводити технологічний процес переробки марганцевих руд спільно з відвальним високозольним вугіллям, забезпечуючи комплексне використання сировини з отриманням високоефективного комплексного сплаву.

Таким чином, розроблена нова технологія отримання комплексного сплаву - алюмосилікомарганцю з високими техніко-економічними показниками процесу.

2.8 Виплавка алюмосилікомарганцю з техногенних і вторинних ресурсів

З точки зору максимально можливого здешевлення виробничого процесу, з одного боку, і поліпшення екологічного стану прилеглих металургійних заводів територій, з другої, доцільним видається розробка технології виплавки алюмосилікомарганцю із застосуванням таких техногенних та вторинних ресурсів, як марганцевий пил, отриманий після фільтрації колошникових газів виробництва марганцевих феросплавів, попутний шлак товарного силікомарганцю, шлами мокрої сепарації шлаків силікомарганцю, шлам виробництва електролітичного діоксиду марганцю (ЕДМ), окалина сталепрокатних цехів, алюмовмісний шлак виробництва вторинного алюмінію (відходи переплавки алюмінієвого брухту), відсів коксика, відходи збагачення високозольного кам'яного вугілля і т.д.

Хімічні та технічні характеристики техногенних та вторинних ресурсів представлені в таблиці 2.11. У свою чергу, ілюстрації зовнішнього вигляду цих техногенних ресурсів показані на рис. 2.8.

Аналіз фізико-хімічних процесів відновлення оксидів при плавці алюмосилікомарганцю із застосуванням вищезазначених вторинних матеріалів, показує, що найбільш міцним оксидом є Al_2O_3 . Його відновлення починається при температурі 2310 К. При надлишку вуглецю, температура початку відновлення алюмінію знижується до 2198 К. Ця температура значно перевищує температуру відновлення окислів кремнію, марганцю і заліза. Для кремнію це 1700-1850 К, для марганцю - 1500-1650 К, а для заліза - 970-1000 К. Слід зазначити, що необхідність спільної подачі всіх шихтових матеріалів призводить до утворення таких складних з'єднанні, як Fe_2SiO_4 , $MnSiO_3$, Mn_2SiO_4 і $3Al_2O_3 \cdot 2SiO_2$, проте температури початку відновлення марганцю і заліза з цих сполук все ж значно нижчі (1800-1850 К) в порівнянні з алюмінієм.

Таблиця 2.11 - Хімічні та технічні характеристики вторинних шихтових матеріалів для виробництва алюмосилікомарганцю

матеріал	Хімічний склад, мас. %								Технічні характеристики, мас. %			
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn _{заг}	Fe _{заг}	CaO	MgO	P _{заг}	ППП	зола A ^d	летючі V ^d	волога W ^a	фракція мм
Марганецьвмісний пил	30-35	1-2	14-24	1.5-2	15-25	0.8-1	0.06	20-23	-	-	1-3	0-0.2
Шлаки товарного FeMnSi17	40-45	5-7	16-20	-	15-16	5-7	0.01	2-3	-	-	-	10-50
Шлам сепарації шлаку FeMnSi17	35-40	4-6	25-30	1-2	10-15	5-7	0.07	1-2	-	-	3-5	0-1
Шлам виробництва ЕДМ			25-35	0.5-1			0.15		-	-	5-10	0-3
залізна окалина	10-15	5	-	70-85	-	-	0.018	2-3	-	-	1-2	0-20
Шлаки вторинного алюмінію	10-11	60-65	-	20-21	-	6-7	-	0.5-1	-	-	-	1-6
відсів коксика	3.5-5.6	2.2	-	3.5	0.16	0.15	0.02	-	10-11	1-1.2	1-1.3	0-10
Відходи збагачення високозольного кам'яного вугілля	25-30	14-15	-	4-5	5-15	0.5-2	0.015	-	50-55	15-20	4-5	1-13



1 - марганецьвмісний пил виробництва феросилікомарганцю FeMnSi17 (x50);
 2 - шлаки феросилікомарганцю з мікрвключеннями металу (x50); 3 - шлам мокрої сепарації шлаку FeMnSi17; 4 – шлам виробництва електролітичного діоксиду марганцю; 5 – прокатна окалина від вторинного нагріву заготовок квадратного перетину (100x100 мм) зі сталі (СтЗкп) для прокатки стрижневої арматури; 6 - шлаки вторинного алюмінію; 7 – відсів коксу; 8 - відходи збагачення високозольного кам'яного вугілля

Рисунок 2.8 – Основні техногенні та вторинні ресурси для виробництва алюмосилікомарганцю

Для здійснення плавки алюмосилікомарганцю з марганець-, кремній-, залізо- і алюмовмісних техногенних і вторинних ресурсів і визначення основних технологічних параметрів процесу, в лабораторії були проведені

експериментальні крупнолабораторні плавки з використанням однофазної подінопровідної печі потужністю 100 КВА. Силове живлення печі забезпечувалося трансформатором ОСУ-100 / 0.5-УХЛ4 380В / 49.00В-4.60В, ступенями вторинної напруги 24 і 36 В.

З огляду на зольності відходу збагачення кам'яного вугілля і дрібнофракційності марганецьвмісного пилу, шламів і відсіву коксу, компонентів шихти для виплавки алюмосилікомарганцю за питомою масовою часткою (%) регулювали в межах даних в таблиці 2.12.

Таблиця 2.12 - Кількісні показники компонентів шихти для виплавки алюмосилікомарганцю

Компонування шихтовий матеріалів, мас. %	серія плавки			
	1	2	3	4
Відхід збагачення кам'яного вугілля	35-40	30-35	25-30	20-25
відсів коксу	20-22	22-25	25-27	27-30
Пил виробництва FeMnSi17	25-30	20-25	-	-
Шлаки виробництва FeMnSi17	5-10	15-20	20-25	25-30
Шлам сепарації шлаку FeMnSi17	-	-	15-20	
Шлам виробництва ЕДМ	-	-	5-10	15-20
Шлаки виробництва вторинного алюмінію	5-10	10-15	15-20	20-25
прокатна окалина	1-2	2-3	3-4	4-5

Дослідні плавки проводилися в безперервному режимі із застосуванням ступенів 24 і 36 В. Розплав випускався періодично. Тривалість плавки в стійкому режимі печі в середньому становила 90 хв. При плавці з усередненим компонування шихти, температура колошника досягала 750-800 К. Зі збільшенням в шихті частки шлаку вторинного алюмінію, температура колошника піднімалася ще вище і фінішний етап плавки проходив з повним розплавленням шихтових матеріалів. При плавках так само було виявлено, що процес вимагав надмірної кількості твердого вуглецю в шихті в межах 5-10% від стехіометрично розрахункового.

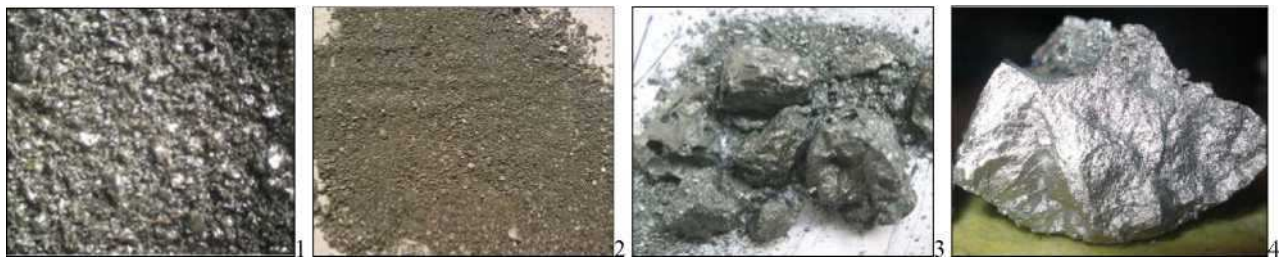
Результати експериментальних плавок наведені в таблиці 2.13. Аналіз даних показує, що електрокарботермічна переробка вищевідзначених техногенних і вторинних металвмісних ресурсів задовольняє вимогам технології плавки алюмосилікомарганцю. В отриманих пробах комплексного

сплаву міститься, мас. %: кремнію 26-32; алюмінію 17-25; марганцю 28-50; заліза 6-14; вуглецю 0,6-1,3; фосфору 0,02-0,09 (табл. 2.13).

Широковідомий ефект інтенсивного самодиспергування сплаву АМС, що пояснюється високою концентрацією фосфору і карбідних включень по межах зерен сплаву при кристалізації, був виявлений у сплавів серійної плавки 1. 60-65% цього сплаву розсипалося в частинки розміром 0-0.1 мм. Сплави серії 2 дисперговані в порошок 0-3 мм, але не повністю. Сплави 3 значно втрачали механічну міцність, але розсипалися частково, а сплави 4 зберігали свою структуру і міцність.

Таблиця 2.13 - Усереднений хімічний склад отриманих алюмосилікомарганцевих проб

№ серії	Вміст елементів, %							Витяг елементів, %			Витрата енергії, кВт·г / т
	Si	Al	Mn	Fe	C	P	S	Si	Al	Mn	
1	32.3	25.5	28.4	14.3	1.1	0.09	0.003	72	76	78	7100
2	30.1	23.4	35.5	10.5	1.3	0.06	0.003	70	75	81	7000
3	28.4	19.2	44.3	7.6	0.8	0.03	0.004	68	73	80	7500
4	26.5	17.4	50.2	5.9	0.6	0.02	0.005	64	70	82	8000



1 - сплав серійної плавки 1 повністю диспергований (x50); 2 - сплав серійної плавки 2 розсипається в порошок; 3 – сплав серії 3 з ослабленою механічною міцністю, що розсипається частково; 4 – сплав 4 зі стійкою структурою і стабільною міцністю

Рисунок 2.9 - Структура виплавленого фєроалюмосилікомарганцю через 24 год. після випуску

Аналіз результатів даного дослідження і його порівняння з результатами досліджень [22,23] показує, що застосування техногенних і вторинних гірничо-металургійних ресурсів в якості шихтових матеріалів має переваги не тільки з економічної і з екологічної точки зору, а - і з технологічної, що в основному виражається в підвищенні можливостей управління якістю виробленого продукту. Зокрема, використання таких малофосфористих марганецьвмісних вторинних матеріалів, як пил, шлак і шлам сепарації, дає можливість отримання алюмосилікомарганцю бажаної якості по фосфору (0,020-0,025%), що при експлуатації звичайних руднотермічних печей РКО і РПЗ недосяжно.

РОЗДІЛ 3

ЕКОНОМІЧНА ОЦІНКА ЕФЕКТИВНОСТІ РОБОТИ

В результаті проведеної роботи розроблено та намічено впровадження наступних заходів:

1. Змішування силікомарганцю з алюмінієм виробляти в ковші без попереднього розплавлення останнього.
2. Здійснення запропонованого регламенту за стадіями процесу отримання феромарганецьалюмінію (температура сплаву, тривалість операцій, товщина зливка, і т.п.).

Перший захід забезпечує зростання наскрізного використання алюмінію на 7%, що призводить до зменшення питомої витрати алюмінію на 1 т сплаву на 3,3 кг і до економії 15 м³ природного газу, що використовується раніше для розплавлення на кожній тонні алюмінію.

Річний економічний ефект (E_1) від впровадження даного заходу складе:

$$E_1 = 50000 * 0,0033 * 3600 + 7,75 * 15 * 110 = 95733 = 606,785 \text{ тис.грн.}$$

де 50000 - оптова ціна 1 т алюмінію марки А86, грн;

0,0033 - зміна питомої витрати алюмінію між базовим періодом і розрахунковим, т;

3600 - обсяг виробництва феромарганецьалюмінію в рік, т

7,75 - ціна 1 м³ природного газу, грн;

15 - витрата газу на розплавлення 1 т алюмінію за базовою технологією, м³;

110 - загальна витрата алюмінію на річний обсяг виробництва, т.

Економічний ефект по другому заходу забезпечується зростанням обсягу товарного сплаву з відповідним зниженням питомої витрати сировини і електроенергії за рахунок збільшення міцності злитка на 2% абс. (Зниження виходу некондиційної дрібниці 0 - 20 мм на 2%).

Вихідні показники і результати розрахунку собівартості 1 т сплаву по мінливих елементами витрат наведені в табл. 3.1.

Таблиця 3.1 - Розрахунок собівартості 1 т феромарганецьалюмінію

показники	Ціна за од. грн. коп.	Кількість т / т		Сума грн. коп.	
		базовий період	розрахунковий період	базовий період	розрахунковий період
Витрата на 1 т сплаву: Mn – вмісна сировина (48% Mn) т / т	700	1,735	1,701	1214,5	1190,7
Алюміній, т / т	8000	0,0423	0,0415	338,4	332
Коксик з газ. вугіллям, т / т	4000	0,4259	0,4175	1703,6	1670
Кварцит, т / т	400	0,3704	0,3632	148,16	145,28
Електроенергія 1000 кВт.год / т	1820	3,843	3,768	6994,3	6857,76
Витрата газу, м ³ / т	7,75	15	-	116,25	0
Загальнозаводські витрати				282,5	276,1
собівартість				10798	10471,8
(Е) Загальний річний економічний ефект по роботі, тис. грн.	1706,10				

Економічний ефект (E_2) підрахований за формулою:

$$E_2 = (C_1 - C_2) * A - 0,15P, \quad (3.1)$$

де C_1 і C_2 - собівартість 1 т сплаву в базовому і розрахунковому періодах, грн. / т;

A - обсяг виробництва сплаву в розрахунковому періоді, т;

P - витрати на НДР, грн.

$$E_2 = (10798 - 10471,8) * 3600 - 0,15 * 500000 = 172500 = 1099,32 \text{ тис.грн.}$$

Загальний річний економічний ефект (E) по роботі складе

$$E = E_1 + E_2 = 606,785 + 1099,32 = 268,233 = 1706,10 \text{ тис.грн.}$$

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

1. В результаті дослідження і розробки технології виплавки корисне використання алюмінію в порівнянні з існуючою технологією зросло на 5-7 % і на 1,4% збільшилось використання марганцю, зниження вигару алюмінію склало приблизно 7%, економія природного газу склала 15м³ на тону алюмінію, зниження витрат електроенергії на 1,87 млн кВт·год/рік.

2. Установлено, що механічна міцність сплаву, що визначається по виходу фракції -20 мм, при сортуванні збільшується з ростом вмісту кремнію в сплаві і температури металу, що розливається. Вихід дрібниці в кількості не більше 10 % від маси плавки досягається при вмісті кремнію в сплаві менше 18,4% і температурі розливання не вище 1340 °С.

3. Встановлено, що для досягнення оптимальних температурних умов розливання необхідно контролювати температуру металу перед змішуванням оптичним пірометром або термопарою занурення. Оптимальна, тривалість витримки сплаву перед змішуванням становить 1,5-2,0 години; оптимальна температура металу, використовуюваного для отримання комплексного сплаву - 1320 °С.

4. Показано, що з метою підвищення ступеня використання алюмінію запропонований і перевірений в крупнолабораторних умовах спосіб отримання сплаву без попереднього розплавлення алюмінію в ковші газовим пальником. Розплавлення алюмінію виробляють теплом рідкого силікомарганцю і екзотермічного ефекту розчинення алюмінію. Для усереднення сплаву заливку рідкого силікомарганцю в ківш з алюмінієм виробляють в два прийоми. На початку для розплавлення алюмінію заливають третю частину металу. Потім проводять витримку протягом 3-8 хв. і заливають основну масу сплаву потужним струменем. При цьому забезпечується підвищення використання алюмінію на 5-7%.

5. Встановлено, що запропонована технологія зменшує окислення алюмінію. Для подальшого зниження вигару алюмінію доцільно випробувати

способи затоплення чушок алюмінію в момент заливки рідкого силікомарганцю (струменем, або затаріуванням в сталеву ємність).

6. Показана принципова можливість заміни чушкового алюмінію більш дешевим сплавом АК-19, що містить 70% алюмінію.

7. Бідні висококремнеземисті марганцеві руди, не придатні для виробництва стандартних марок марганцевих феросплавів, таких як феромарганець, силікомарганець, за існуючими технологічними схемами, можуть бути використані для виплавки сплаву алюмосилікомарганець без попереднього їх збагачення.

8. В якості відновника використовується відвальне високозольне вугілля зольністю вище 50 %, що має високий електроопір, що дозволяє підвищити добову продуктивність печі за рахунок підвищення активного опору шихти у ванні печі. При виробництві сплаву алюмосилікомарганцю в цільовий продукт витягається до 85-92 % марганцю проти 70-75 % при сучасному виробництві марганцевих феросплавів.

9. Повністю унеможлиблюється розсип сплаву, відпадає необхідність у брикетуванні або огрудкуванні порошкоподібного сплаву, як у разі отримання сплаву АМС.

10. З'являється можливість безшлаковим способом переробляти практично усі висококремнеземисті різновиди марганцевих руд.

11. Відходи гірничо-металургійної промисловості - марганецьвмісний пил, шлак, шлами мокрої сепарації шлаків, шлам виробництва електролітичного діоксиду марганцю, окалина сталепрокатних цехів, алюмовмісний шлак виробництва вторинного алюмінію, відходи збагачення високозольного кам'яного вугілля і ін., зазвичай непридатні для рециклінгу у власному виробництві, успішно можуть бути використані для виплавки сплаву алюмосилікомарганець.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАНЬ

1. Рысс М. А. Производство ферросплавов. Москва : Металлургия, 1968. 393 с.
2. Гасик М. И. Лякишев Н. П. Теория и технология электрометаллургии ферросплавов : учебник для вузов. Москва : СП Интернет Инжиниринг, 1999. 764 с.
3. Технологическая инструкция. Производство ферросиликомарганца в закрытых печах цеха №1. ОАО «Запорожский завод ферросплавов». ТИ 144-Ф-01-99.
4. Величко. Б. Ф., Гаврилов В. А., Гасик М. И. Металлургия марганца Украины. : под общей и научной редакцией академика НАН Украины Гасика М. И. Киев : Техника, 1996. 472 с.
5. Гасик М. И., Лякишев Н. П., Емлин Б. И. Теория и технология производства ферросплавов : учебник для вузов. Москва : Металлургия, 1988. 784 с.
6. Еднерал Ф. П. Электрометаллургия стали и ферросплавов. Москва : Металлургия, 1977. 488 с.
7. Электрометаллургия стали и ферросплавов : учебник для вузов. 2-е изд., перераб. и доп. Поволоцкий Д. Я., Рошин В. Е., Рысс М. А., Строганов А. И., Ярцев М. А. Москва : Металлургия, 1984. 568 с.
8. Чумарова И. В. Новое в производстве комплексных сплавов : Москва : Ин-т «Черметинформация», 1985 (Экспресс – информ. Сер. Ферросплавное производство. Вып.2.39 с).
9. Биркая Г.Г., Арсеншвили А.Ю., Чубинидзе Т.А. Разработка и освоение получения барийсодержащих комплексных сплавов : Материалы научно-технической конференции 3 – 5 октября 1974 г. : Сб. Теория и практика получения комплексных ферросплавов. Тбилиси, 1974. С. 28 – 30.

10. Способ получения сплава на основе кремния, кальция, алюминия, железа. Э.Б. Попова, Р.И. Штивлер, В.П. Зайко и др. / А.с. 1276680 СССР, МКИ С22С 33/04.
11. Способ получения лигатуры. А.А. Должников, В.И. Дубоделов, В.П. Полищук, / А.с. 1092199 СССР, МКИ С22с 35/00.
12. Способ получения комплексного сплава марганец – алюминий. Е.П. Устименко, А.М.Якушев, В.М. Ромашин и др. / А.с 939575 СССР, МКИ С22В 7/00, С22С 25/00.
13. Способ предупреждения рассыпания сплавов железо – алюминий – кремний. Иосимура Ренти, Хирокава Иорио, Токура Ген / Пат. 52-10644 Япония, МКИС21С 7/00.
14. Шихта для выплавки ферромарганца. Б.И. Емлин, А.И. Погребняк, И.И. Водин и др. / А.с. 1199818 СССР, МКИ С21С 7/076, С21С 1/06.
15. Способ рафинирования ферромарганца. Уотани Сусуму, Оку Коити / Заявка 60 – 924117 Япония, МКИ С21С 7/076, С21С 1/06.
16. Сплав для раскисления стали. Г.С. Андрюхин, Б.Ф. Величко, С.Г. Грищенко / А.с. 1087560 СССР, МКИ С22С 35/00.
17. Брикет для легирования марганцем стали. А.Я. Наконечный, В.Н. Радченко, А.Г. Понамаренко и др. / А.с. 1062292 СССР, МКИ С22С 35/00.
18. Люборец И.И., Гордиенко М.С. Производство ферросиликомарганецалюминия / Металлург, 1987. №3.
19. Чубинидзе Т.А., Майсурадзе Г.Д., Арсенишвили А.Ю. Разработка технологии получения силикомарганца с алюминием под высокоглинозёмистым шлаком, пригодным для обработки стали // Материалы 6-го Грузинского научно- практического совещания. Тбилиси, 1983. С.314-321.
20. Байсанов С.О., Мухамбетгалиев Е.К., Чекимбаев А.Ф., Байсанов А.С. Исследование электросопротивления и температуры начала размягчения шихтовых материалов для выплавки комплексных марганцевых сплавов /

- Науч. техн. жур. «Промышленность Казахстана». 2009. № 4 (55)-5(56). С. 90-91.
21. Мухамбетгалиев Е.К., Байсанов С.О., Чекимбаев А.Ф., Байсанов А.С., Шинбаева У.Б., Махметова А.М.. Получение марганецсодержащего кремнеалюминиевого сплава // Тр. междунар. науч.-практ. конф. «Научно-технический прогресс: техника, технология, образование». 25-26 июня 2010 г. Актобе, 2010. С. 646-648.
22. Байсанов А.С. Перспективы производства комплексных сплавов на основе марганца, кремния и алюминия. "Инновационное развитие и востребованность науки в современном Казахстане". Сб. статей Межд. науч. конф., 26-27 листоп. в 2010 году - Алматы, 2010. С. 151-154
23. Мухамбетгалиев Е.К., Байсанов С.О., Чекимбаев А.Ф., Байсанов А.С. Возможность и перспективы получения нового комплексного ферросплава - алюмосиликомарганца. "Труды Университета", №4 (41). 2010 р. С. 8-10