МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

Кафедра металургійних технологій, екології та техногенної безпеки
(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота

рівень вищої освіти _____ перший (бакалаврський) рівень _____
(перший (бакалаврський) рівень)

на тему_____ Дослідження особливостей вторинного _____
електротермічного легування і рафінування низьколегованих сталей _____
_____
_____

Виконала: студентка __4__курсу, групи *6.1361-м*

_Соболєва О.С._____
(ПІБ) (підпис)
спеціальності
____*136 Металургія*_____
(шифр і назва)
спеціалізація
_____
(шифр і назва)
освітньо-професійна програма
____*Металургія*_____
(шифр і назва)

Керівник _Харченко О.В._____
(прізвище та ініціали) (підпис)

Рецензент _Нестеренко Т.М._____
(прізвище та ініціали) (підпис)

Запоріжжя - 2025 року

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІНЖЕНЕРНИЙ НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ІНСТИТУТ
ІМ. Ю.М. ПОТЕБНІ

Кафедра *металургійних технологій, екології та техногенної безпеки*

Рівень вищої освіти *перший (бакалаврський) рівень*
(перший (бакалаврський) рівень)

Спеціальність *136 Металургія*
(шифр і назва)

Освітньо-професійна програма *Металургія*
(шифр і назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ
Завідувач кафедри *МТЕТБ*

Ю.О. Бєлоконь

"___" _____2025 року

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

Соболєва Олександра Сергіївна
(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема роботи (проєкта) *Дослідження особливостей вторинного електротермічного легування і рафінування низьколегованих сталей*

керівник роботи (проєкту) *Харченко Олександр Вікторович к.т.н, доцент*
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом вищого навчального закладу від "27" 12 2024 року № 2031-с.

2. Строк подання студентом роботи (проєкта) *15.05.2025*

3. Вихідні дані до роботи (проєкта) *Дослідити можливості використання технології вторинного електротермічного легування та рафінування для економії феросплавів та глибокого розкислення сталі*

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити) *Реферат. Вступ. Загальна частина. Технологічна частина, Металургійна частина, Охорона праці та техногенна безпека, Висновки, Перелік джерел посилань.*

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)
Презентаційний матеріал на 11 слайдах

6. Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
Загальна частина	*Харченко О.В., доцент*		
Технологічна частина	*Харченко О.В., доцент*		
Металургійна частина	*Харченко О.В., доцент*		
Охорона праці та техногенна безпека	*Харченко О.В., доцент*		
Нормоконтроль	*Воденнікова О.С., доцент*		

7. Дата видачі завдання *29.01.2025*

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	*Вступ*	*10.02.2025*	
2	*Реферат*	*20.02.2025*	
3	*Загальна частина*	*01.03.2025*	
4	*Технологічна частина*	*30.03.2025*	
4	*Металургійна частина*	*15.04.2025*	
5	*Охорона праці та техногенна безпека*	*30.04.2025*	

Студент _____ *О.С. Соболєва*
(підпис) (ініціали та прізвище)

Керівник проекту (роботи) _____ *О.В. Харченко*
(підпис) (ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер _____ *О.С. Воденнікова*
(підпис) (ініціали та прізвище)

РЕФЕРАТ

Кваліфікаційна робота бакалавра містить 86 сторінок, 45 рисунків, 17 джерел.

МЕТОД ГІББСА, ТЕРМОДИНАМІЧНИЙ АНАЛІЗ, ВЕЛР, ФЕРОСПЛАВИ, СИСТЕМА «МЕТАЛ-ШЛАК-ГАЗ», СТАЛЬ, ПОЗАПІЧНА ОБРОБКА

Об’єкт дослідження – технологія вторинного електротермічного легування і рафінування сталі (ВЕЛР).

Мета роботи – дослідити вплив питомого заряду і маси шлаку на вміст домішок в сталі в процесі ВЕЛР; визначити оптимальні параметри ВЕЛР; дослідити поведінку окремих елементів в процесі ВЕЛР.

Методи дослідження – термодинамічний аналіз системи «метал-шлак-газ» при ковшовій та позапічній обробці низьколегованих і вуглецевих сталей.

Розглянуті вплив легуючих елементів на властивості сталі, основи розкислення сталі, теоретичні основи вторинного електротермічного легування та рафінування, технологічні аспекти ВЕЛР, техніко-економічне обґрунтування застосування ВЕЛР у металургійному виробництві. Перелічені основні переваги цієї технології позапічної обробки сталі.

У металургійному розділу розглянуті можливості використання навчально-дослідницького програмного комплексу «Excalibur в якості інструмента обчислювально-експериментального дослідження термодинамічного моделювання системи «метал-шлак-газ». Проведено моделювання параметрів ВЕЛР для сталей 09Г2С, 12ГС, 30ГС та напівпродукту. Зроблені відповідні висновки.

У розділі «Охорона праці та техногенна безпека» розглянуто характеристики потенційно небезпечних та шкідливих чинників, що впливають на працівника лабораторії, інженерну розробку захисту від небезпечних і шкідливих факторів виробничого середовища та заходи з поліпшення умов праці, електричної та пожежної безпеки.

ABSTRACT

Bachelor's qualification work contains 86 pages, 45 figures, 17 sources.

GIBBS METHOD, THERMODYNAMICAL ANALYSIS, VELR, FERROALLOYS, METAL-SLAG-GAS SYSTEM, STEEL, OUT-OF-FURNACE TREATMENT

The object of research is the technology of secondary electrothermal alloying and refining of steel (SETAR).

The purpose of the work is to investigate the influence of the specific charge and mass of slag on the content of impurities in steel in the SETAR process; to determine the optimal parameters of SETAR; to investigate the behavior of individual elements in the SETAR process.

Research methods are thermodynamic analysis of the "metal-slag-gas" system during ladle and out-of-furnace processing of low-alloy and carbon steels.

The influence of alloying elements on the properties of steel, the basics of steel deoxidation, the theoretical foundations of secondary electro-thermal alloying and refining, technological aspects of SETAR, the feasibility study of SETAR application in metallurgical production are considered. The main advantages of this technology of out-of-furnace steel processing are listed.

The metallurgical section considers the possibilities of using the educational and research software package "Excalibur" as a tool for computational and experimental research of thermodynamic modeling of the "metal-slag-gas" system. Modeling of SETAR parameters for steels 09G2S, 12GS, 30GS and semi-finished products has been carried out. Relevant conclusions are drawn.

The section "Occupational health and safety" considers the characteristics of potentially dangerous and harmful factors affecting the laboratory worker, engineering development of protection against dangerous and harmful factors of the production environment and measures to improve working conditions, electrical and fire safety.

ЗМІСТ

ВСТУП 8
РОЗДІЛ 1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА 11
1.1 Легування сталі 11
1.2 Вплив легуючих елементів на властивості сталі 14
1.3 Розкислення сталі 19
1.4 Вторинне електротермічне легування та рафінування 20
РОЗДІЛ 2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА 27
2.1 Дослідження та розробка технології вторинного електротермічного легування і рафінування сталі 27
2.1.1 Матеріали та методика дослідження 27
2.2 Поведінка елементів в металі 42
2.3 Техніко-економічне обґрунтування 44
2.4 Висновки 45
РОЗДІЛ 3 МЕТАЛУРГІЙНА ЧАСТИНА 47
3.1 Програма «EXCALIBUR» в дослідженні електрохімічного легування і рафінування сталі у процесі ВЕЛР 47
3.2 Моделювання параметрів ВЕЛР для сталей 09Г2С, 12ГС, 30ГС, та напівпродукту 53
3.2.1 Пружність газу 53
3.2.2 Кратність газу масова 54
3.2.3 Кратність шлаку масова 54
3.3.4 Маса газу 55
3.3.5 Маса металу 56
3.3.6 Маса шлаку 57
3.3.7 Хімічний склад металу та шлаку, масовий 58
РОЗДІЛ 4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА 72
4.1 Аналіз потенційно небезпечних та шкідливих чинників, що впливають на працівника лабораторії. 72

4.2 Інженерна розробка захисту від небезпечних і шкідливих факторів виробничого середовища та заходи з поліпшення умов праці 76
4.3 Електробезпека..... 81
4.4 Пожежна безпека..... 82
ВИСНОВКИ..... 84
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАНЬ..... 85

ВСТУП

Вторинне електротермічне легування й рафінування сталі є новим процесом, що заснований на останніх здобуттях теорії металургійних процесів, яка в своєму розвитку пройшла достатньо довгий шлях, починаючи від фундаментальних робіт Дж. Гіббса і закінчуючи роботами професора А.Г. Пономаренка та його учнів. В основі цих робіт лежить метод хімічних потенціалів, що розробив Гіббс. Послідовний виклад цього метода, застосований до металургійних систем «метал-шлак» та «метал-шлак-газ», є предметом літературного огляду. Процес вторинного електротермічного легування та рафінування сталі надає переваги техніко-економічній стороні та екологічній безпеці, а також кінцевому складу продукту. Отже процес гідний розгляду і можна припустити, що в подальшому він буде широко використовуватися в металургійному виробництві.

Ціль роботи. Розробити базові теоретичні принципи і технологічну схему вторинного електротермічного легування і рафінування сталі в печі-ковші.

Мета роботи. Експериментально дослідити і обґрунтувати оптимізацію параметрів процесу вторинного електротермічного легування і рафінування сталі.

Об'єкт дослідження. Розплав зразків металу і шлаку, процес вторинного електротермічного легування та рафінування сталі із залученням електричного обладнання.

Предмет досліджень. Вплив часу витримки, сили струму та напруги на швидкість процесів вторинного електротермічного легування і рафінування сталі.

Актуальність теми. Робота присвячена актуальному й важливому науково-технічному завданню – розробити базові теоретичні принципи і технологічну схему вторинного електротермічного легування і рафінування

сталі в печі-ковші на основі термодинамічної моделі системи «метал-шлак-газ».

Задачі, які треба вирішити для досягнення мети:

1. Проаналізувати сучасний стан і напрямки розвитку теорії та практики металургійного виробництва, що стосуються даної теми.
2. Розробити експериментальну установку для проведення дослідів.
3. Дослідити вплив часу витримки, сили струму та напруги на швидкість процесів вторинного електротермічного легування і рафінування сталі.
4. Провести порівняльний хімічний аналіз по вмісту елементів в металевих зразках.
5. Провести аналіз техніко-економічних показників процесу.

Методи дослідження та апаратура. Плавка зразків металу і шлаку в печі Тамана за допомогою лабораторної експериментальної установки. Для хімічного аналізу використовували квантометр «Spectrolab». Для кількісної обробки результатів дослідів застосовували методи математичної статистики ти пакет прикладних програм Microsoft Excel.

Практичне значення:

1. Встановлено оптимальні електричні режими процесів вторинного електротермічного легування та рафінування.
2. Запропоновано технологію виплавки сталі з підвищеним вмістом марганцю та низьким вмістом сірки на основі використання методу вторинного електротермічного легування та рафінування.
3. Впровадження технології надасть можливість:

- економити феросплави; утилізувати рядові конвертерні, мартенівські і доменні шлаки;
- проводити глибоке розкислення і десульфурацію без введення реагентів, що підвищують вміст неметалевих включень;

- вводити в розплав високоактивні легуючі добавки з максимальним ступенем засвоєння;
- зменшити газовиділення і пилоутворення в порівнянні з існуючими методами легування і розкислення сталі.

Основні результати та їх новизна:

1. Обґрунтована й експериментально підтверджена доцільність вторинного електротермічного легування та рафінування сталі в установках піч-ківш.
2. Розроблена технологічна схема ВЕЛР.
3. Досліджені електричні параметри процесу та їх вплив на вміст хімічних елементів в металі.
4. Показано, що застосування ВЕЛР для додаткового легування сталі марганцем та кремнієм є економічно виправданим.

РОЗДІЛ 1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1 Легування сталі

Легованою називають таку сталь, у складі якої окрім звичайних домішок містяться легуючі домішки або вміст кремнію та марганцю у якій підвищено проти звичайної кількості. Леговані сталі можуть виплавлятись та без штучного введення у них легуючих елементів, наприклад, якщо у кількості шихтових материалів використовують чавун, отриманий з руди, вміщующих легуючі домішки. Такі чавуни називають природнолегованими. Так, у складі залізних руд Орсько-Халіловського місцеродження міститься значна кількість хрому та нікелю. При переплавлюванні цих руд у доменних печах утворюється чавун, містящий < 3 % Cr та 0,7—0,9 Ni. Відомо також Кремiковське місцеродження залізних руд у Болгарії. У складі цих руд багато оксидів марганцю, та виплавляємий з них чавун містить до 4 % Mn.

1 Легувати (від нім. legieren, лат. ligare — зв’язувати, з’єднувати) — вводити у метал або металевий сплав іншої (легуючий) елемент (Cr, W, V, Mo) для поліпшення фізічних якостей металу.

Однак у більшості випадків легуючі елементи вводять у метал у вигляді різних добавок. Легуючими можуть бути як елементи, що не зустрічаються у звичайній сталі, як і елементи, котрі у якихось кількостях містяться у будь-якій сталі (C, Mn, Si, S, P). За ступінем розчинності у залізі легуючі домішки можна розділити на групи:

1. Метали, повністю розчинні у залізі, — A1, Ce, Mn, Cr, Ni, V, Cu, Co, Si, Ti, Sb, Be.

2. Метали, частково розчинні у залізі, — W, Mo, Zr.

3. Метали, практично не розчинні у залізі, — Pb, Ag, Bi.

4. Метали, розчинність яких за температурах сталеваріння точно не встановлена, так як вони при високих температурах випаровується, — Ca, Cd, Li, Mg, Na, Hg, Zn.

5. Неметали, частково розчинні у залізі, — C, S, P, N, As, Se, B.

Ряд легуючих елементів створює у залізі розчині, близькі до ідеальних. Це Mn, Co, Ni, Cr, Mo, A1, з яких тільки кобальт та марганець дійсно утворюють практично ідеальні розчини; при утворюванні інших розчинів доводиться враховувати теплоту змішення. Однак часто легуючі добавки вводять у метал у невеликих кількостях; вони утворюють з залізом розчини, котрі можна вважати бескінечно розбавленими, тобто розчинами, що підкоряються закону Генрі.

На виробництві сталі часто легують не одним елементом, а декількома. При цьому необхідно враховувати вплив усіх компонентів сплаву.

При визначенні технології легування приймається до уваги по-перше хімічна спорідненність того або іншого легуючого елементу до кисню. Хімічна спорідненість до кисню таких елементів, як Mo, Ni, Си, Co, меньша, ніж у Fe. Підчас плавки дані елементи не окислюються і поэтому обычно вводятся в метал разом з шихтовими матеріалами або по ходу плавки без остраху отримати значний їх угар. Друга група легуючих елементів (Ti, V, Cr, Si, Mn, A1) має хімічне споріднення до кисню більш вище, ніж Fe. Ці елементи під впливом кисню газової фази, оксидів заліза шлаку та кисню, розчиненного в металі, окислюється, тому їх вводять у метал звичайно в кінці плавки (часто у ківш) у попередньо розкислену ванну. Крім того, приймають спеціальні міри по запобіганню окислення металу при розливці (закриття струї, захист струї подачею інертного газу та ін.). При визначенні технології легування приймають до уваги також масу материалів, котрі необхідно ввести у метал для отримання у ньому заданих концентрацій легуючих елементов.

Звичайно леговані сталі по вмісту легуючих домішок розділяють на три групи: 1) низьколеговані; 2) середньолеговані; 3) високолеговані. При виробництві низьколегованої сталі кількість вводимих у метал добавок порівняно невелике та введення їх особливих ускладнень не викликає. Для виробництва низьколегованої сталі широко використовують сталеплавильні агрегати усіх типів: мартенівські та дугові печі, конвертори. При виробництві середньо- та високолегованих сталей маса вводимих при легуванні материалів значно більше та з'являється небезпека надмірного охолодження плавки. У зв'язку з цим сталі цих груп виплавляють або у звичайних агрегатах, но при умовах розплавленні та нагріві легуючих добавок у спеціальному допоміжному агрегаті, або у дугових, або у плазмених печах з введенням легуючих добавок у піч та наступним підігрівом металу або з використанням спеціальних агрегатів: підігріваємих ковшів або конверторів з аргоно-кисневим або киснево-вакуумної продувки. У даному випадку при проведенні розрахунків, пов'язаних з введенням легуючих добавок, необхідно враховувати кількість тепла, яке виділяється або поглинається при утворення розчину.

Зазвичай легуючі добавки вводять у метал або у вигляді чистих материалів (бруски нікелю, міді, алюмінію, куски сірки, графітовий порошок та т.д.), або у вигляді сплавів з залізом (феромарганець, феросиліцій, ферофосфор, феровanадій та т.п.). Засвоєння легуючего елементу, введеного у вигляді сплаву з залізом, трохи вище, однак необхідно враховувати, що при цьому зростає маса вводимих у метал холодних материалів.

Крім вказаних выще способів для легування використовують введення добавок у вигляді з'єднаний (оксидів, карбідів, нітридів та т. д.). Так, наприклад, при виробництві нікельвмісних корозійностійкої сталі широко використовують спосіб вдування у струї газу у металі порошку оксиду нікелю NiO; при виробництві сталі, що містить ванадій, для легування використовують дешевий шлак, що містить оксиди ванадію, та т. д. Легуючі

добавки — дорогостоячі домішки, тому вартість легованої сталі висока. Однак виробництво легованої сталі економічно виправдано через отримання особливих якостей сталі та забезпечення можливості зменьшити масу металевих конструкцій, підвищити їх довговічність та надійність. Враховуючи високу вартість легованої сталі, усі заходи, що приводять до зниження витрат легуючих добавок або до використання більш дешевших материалів, економічно ефективні. До таких заходів насамперед можна віднести використання легованих відходів (тобто відходів легованої сталі). Алюміній, титан, кремній, що містяться у стальних відходах при переплаві майже не зберігаються, однак такі легуючі домішки, як нікель, кобальт, медь, молыбден, вдається при розплаві використовувати повністю. Такі домішки, як марганець, хром, вольфрам, ванадій, при переплаві можна використовувати, якщо вести плавку без окислення.[10]

1.2 Вплив легуючих елементів на властивості сталі

Вплив легуючих елементів на властивості сталі не однаковий. Присутній в сталі вуглець визначає її твердість і міцність. Чим вище вміст вуглецю, тим вище твердість та міцність сталі. Вміст вуглецю в сталі визначає її призначення. Так, сталі, що містять 0,6-1,0%С і 1,0-1,5% С, використовують відповідно для неріжучого і ріжучого інструментів. Кремній є розкислювачем, він підвищує твердість, міцність і пружність сталі та знижує її в'язкість. З крем'янистої сталі виготовляють пружини і ресори. Кремній в сукупності з хромом підвищує опірність сталі проти окислення при високій температурі. Кремній покращує магнітні властивості заліза і дозволяє отримувати трансформаторну (3-4% Si) і дінамну сталі. Марганець зменшує червоноламкість сталі, підвищує її твердість, тимчасовий опір, межу пружності та знижує в'язкість тим сильніше, чим більше вміст в сталі вуглецю. Підвищення вмісту в сталі марганцю до 11-13% збільшує опір металу стиранню. Хром додає сталі твердість, підвищує тимчасовий опір,

межі текучості і пружності. Низьковуглецева сталь із вмістом хрому >12% має підвищені антикорозійні властивості (корозійностійка сталь). У поєднанні з нікелем хром додає сталі кислотостійкість. Він позитивно впливає на фізичні властивості конструкційних, інструментальних і швидкорізальних сталей. Нікель підвищує механічні властивості сталі: тимчасовий опір, межу текучості, ударну в'язкість. Сталі з підвищеним вмістом нікелю мають стійкість проти кислот і лугів, використовуються в хімічному машинобудуванні. Сплави з високим вмістом нікелю і хрому застосовують в нагрівальних електричних приладах (ніхроми). Вольфрам підвищує твердість сталі. Присутність вольфраму в сталі перешкоджає зростанню зерна при нагріві і сприяє отриманню дрібнозернистої будови. Вольфрам є одним з основних елементів інструментальних і швидкорізальних сталей. Висока твердість вольфрамистої сталі обумовлена наявністю в ній різних карбідів, тобто з'єднань вольфраму з вуглецем, які мають високу твердість. Інструмент з швидкорізальної сталі не втрачає ріжучих властивостей при температурі вище 600 °С. Для зменшення крихкості у вольфрамисту швидкорізальну сталь вводять кобальт, ванадій та інші елементи. Молібден значно більше, ніж хром і вольфрам, підвищує стійкість сталі проти зростання зерна при нагріві. Він робить хромонікелеву сталь стійкою проти відпускної крихкості та застосовується при виробництві конструкційних легованих сталей для авіабудування і різних вузлів машин відповідального призначення. Ванадій є розкислювачем сталі. Він сприяє отриманню сталі з дрібнозернистою будовою, що сприятливо позначається на підвищенні її механічних властивостей; як і нікель, додає сталі в'язкість і підвищує її міцність. У деяких марках швидкорізальної сталі частина вольфраму замінена хромом і ванадієм. Кобальт застосовують як легуючу добавку при виплавці магнітних сплавів і інструментальних сталей. Із збільшенням вмісту кобальту в сталі значно підвищуються її механічні властивості. Титан, будучи хорошим розкислювачем, сильно подрібнює зерно литої сталі, ослаблюючи шкідливий вплив газів, і покращує механічні

властивості металу. Необхідну кількість легуючих елементів вводять в метал за розрахунком і відповідно до прийнятого порядку, з урахуванням їх вмісту у феросплавах і фактичного вигару. Час введення в метал-основу різних феросплавів залежить від таких чинників як: спорідненість легуючих елементів, що містяться в них, до кисню, кількість феросплавів, що вводяться, їх тугоплавкість (температура плавлення) і прийнята технологія виплавки даної марки для зміни структури готового металу і додання йому певних фізичних, хімічних, механічних або експлуатаційних властивостей. Найбільш часто легуючі елементи використовують в електросталеплавильному виробництві у вигляді феросплавів. Феромарганець (силікомарганець) зазвичай вводять у ванну в кінці окислювального періоду доведення. При переплаві легованих відходів для високомарганцевих сталей феромарганець вводять в завалення. Корекцію хімічного складу сталі по марганцю здійснюють присадками сплавів марганцю в піч або в ківш. Феросиліцій, як розкислювач, досаджують в метал шматком на початку періоду доведення, а як легуючий компонент - перед випуском плавки з печі в ківш. При виплавці з окисленням основну кількість ферохрому досаджують в метал після скачування окислювального шлаку. На переплавних плавках з використанням кисню для зневуглецювання ванни основну частину ферохрому дають в завалення, розташовуючи його ближче до укосів. Ферохром для добавок, що коректують, заздалегідь підігрівають до температури 600-800 °С. Маючи на меті зменшення втрат хрому, шлак після присадки ферохрому обробляють розкислювальними сумішами. Нікель в умовах електроплавлення не окислюється і його завантажують в завалення з розрахунку нижньої межі його вмісту в сталі, що виплавляється, з урахуванням наявності нікелю в металевій шихті. Коректування хімічного складу сталі за нікелем здійснюють в печі та в ковші. Присадка великих кількостей нікелю в завалення супроводжується його випаровуванням (до 5%) під дією електричних дуг. Для легування використовують, в основному, електролітичний і

гранульований нікель, а також закис нікелю (у завалення). Феровольфрам має високу тугоплавкість (>2000 °С) і велику щільність. При плавці з окисленням його вводять в гарячий метал на початку періоду доведення; розрахунок на середню межу вмісту вольфраму в сталі, що виплавляється. У плавках стали з високим вмістом вольфраму феровольфрам завантажують з шихтою в зону між електродами. Прискорене розчинення феровольфраму у ванні забезпечують продуванням металу киснем через металеві трубки. Феромолібден має підвищену тугоплавкість і практично не окислюється в рідкій ванні. Його досаджують в метал в кінці розплавлення шихти або на початку періоду доведення. У завалення феромолібден не завантажують, оскільки під дією дуг він випаровується. У ряді випадків феромолібден замінюють обпаленим молібденовим концентратом або молібдатом кальцію. Ванадій легко окислюється, тому феровanадій досаджують в метал, що розкислює, за 20-30 хв. перед випуском плавки або в ківш. Феротитан унаслідок високої окислюваності титану вводять в рідкий метал, що розкислює, за 10-15 хв. до випуску плавки з печі. При цьому в печі підтримують невелику кількість безжелезістого шлаку. Вищого засвоєння титану досягають присадкою феротитану в метал при випуску плавки з печі в ківш без шлаку, при обробці розплаву в ковші порошковим дротом або у вакуумній камері. Засвоєння легуючих елементів металевою ванною, як правило, не досягає 100%. На цей показник впливають: хімічна спорідненість до кисню, хімічний склад розплаву і марка сталі, яка виплавляється, кількість елементу, що вводиться, та інші фактори. Закономірності легування:

1. Чим більше спорідненість до кисню елементу, що вводиться, тим він пізніше вводиться у сталь, яка виплавляється.

2. Чим більше кількість легуючого елементу, тим він раніше вводиться, щоб рівномірно розподілився в металі.

Порядок введення легуючих добавок визначається необхідністю максимального їх засвоєння:

- Кусковий феросиліцій у ванну металу вводять за 10-15 хв. до випуску при його майже 90% -му засвоєнні.

- Феромарганець вводять або в кінці окислення в метал або після скачування окислювального шлаку в кількості від середньої до верхньої межі марки. Засвоєння 80-95%.

- Нікель практично не окислюється. Завантажують у вигляді електролітичного нікелю в кінці окислювального періоду і ведуть коректування до закінчення плавки. Випаровування не більше 4%.

- Молібден (феромолібден) вводять у кінці плавки або відновного періоду. MoO^2 або молібденат кальцію вводять в завалення або в кінці плавлення, засвоєння 95-97% .

- Феровольфрам засвоюється на 90-95%. Феровольфрам вводять на початку відновного періоду (щоб встиг розчиниться і розподілиться), феронадій – за 10-20 хв. до закінчення плавки.

- Феротитан засвоюється не більше ніж на 60%, його дають за 10-15 хв. до випуску або в ківш. Відомості по вигару окремих легуючих елементів з: I – феросплавів (присадка в рідкий метал) та II – легованих відходів приведені в таблиці 6.1.

Легуючі елементи значно впливають на властивості сталі в різних станах. У сталях з невеликим і середнім вмістом вуглецю (до 0,6 %) в багатьох структурних станах є велика кількість фериту. Тому властивості сталі істотно залежать від властивостей фериту. Міцність і твердість фериту більше всього підвищуються при збільшенні вмісту в ньому марганцю і кремнію та в меншій мірі нікелю. Найслабкіше на твердість фериту впливають Mo, W і Cr (рис. 6.24 а). Зміна ударної в'язкості фериту залежно від вмісту легуючих елементів показана на рис. 6.24 б. Хром в невеликих

кількостях трохи підвищує ударну в'язкість, а при подальшому збільшенні його вмісту - знижує її. Ударна в'язкість фериту різко знижується під впливом молібдену, вольфраму, марганцю (більше 1 %), кремнію (більше 0,5 %), але підвищується при легуванні нікелю. Легуючі елементи істотно впливають на температуру переходу фериту в крихкий стан (поріг холодноламкості).

На рис. 6.25 показана зміна положення порогу холодноламкості (Т50) заліза під впливом легуючих елементів. Символ Т50 означає середину температурного інтервалу крихкості (50 % крихкою складовою в зламі), яку приймають за поріг холодноламкості. Більшість легуючих елементів підвищують поріг холодноламкості. Нікель, на відміну від інших елементів, істотно знижує поріг холодноламкості при всіх концентраціях [11].

1.3 Розкислення сталі

Ціль та методи розкислення

У процесі виплавки сталі у дугових печах метал містить де-яку кількість кисню. Вміст його залежить від вмісту у металі вуглецю.

Підчас кристалізації у зливницях або формах взаємодія вуглецю з киснем продовжується і навіть посилюється внаслідок ліквації кисню, тобто підвищення вмісту його у маточному розчині через малу розчинність у твердому металі. Це призводить до утворення газообразного окису вуглецю та ефекту кипіння. Якщо таке кипіння проходить дуже інтенсивно, метал піднімається («вскипає»), потім знижується і зливок або відливка виходять не щільними, з газовою пористю та непридатний для використання. Для отримання якісного зливку кипіння необхідно регулювати або зовсім запобігти. У першому випадку отримуємо сталь, що називають киплячою, а у другому – спокійною.

Зниження вмісту кисню у сталі або зв’язування його у достатньо стійкі сполуки називають розкисленням.

Найбільш розповсюдженним методом розкислення слугує глибинне або осаджуюче розкислення. Застосовується воно при виплавці сталі у всіх сталеплавильних агрегатах та реалізується присадкою у метал (тому «глибинне») елементів, зв`язуючих кисень у достатньо стійкі оксиди. Більш або меньш повне видалення утворившихся оксидних включень – продуктів розкислення проходить у результаті їх осадження – вспливання або виносу потоками металу та переходу у шлак або на тверді між фазні поверхні.

Другим методом розкислення є дифузійне розкислення, що проходить у результаті розвитку дифузійних процесів між металом та щлаком, що містить меньше 1 % FeO. Такий шлак може бути відновлювачем по відношенню до металу та знижувати в ньому вміст кисню.

Третій метод розкислення полягає у обробці сталі вакуумом. Оснований на тому, що в вакуумі знижується рівноважний з вуглецем вміст кисню [12].

1.4 Вторинне електротермічне легування та рафінування

Питання про можливість використання агрегатів піч-ківш для вторинного легування та рафінування (ВЕЛР) сталі неодноразово поставало при аналізі росподілу сірки між металом та шлаком у процесі електрошлакового переплаву постійним струмом. Так у роботі [13] було показано, що коефіцієнт росподілу сірки (S)/[S] змінювався більш ніж в два рази при зміненні полярності прикладеної до електродів напруги. Однак відсутність адекватних фізико-хімічних моделей багатокомпонентних систем «метал-шлак-газ» не дозволяла ефективно керувати даним процесом та залишало лише емпіричні можливості для розробки окремих технологічних

прийомів, що не виходять за рамки даного металургійного агрегату, даної технології виплавки, заданої марки сталі та заданого складу шлаку.

У роботі А.Г. Пономаренко [14] вперше була введена «електрохімічна» поправка, або «електронний вклад» у логарифм активності шлаку у вигляді доданку $\mu\nu_i$ (ν_i – валентність елементу i у шлаку). У цій та ряді наступних робіт обговорювався фізичний сенс величини μ. Пропонувалось, наприклад, назвати її «рівнем Фермі електронів у шлаку» та «окислювально-відновним потенціалом системи «метал-шлак»[15]. У роботі [16] стверджувалось, що μ є нічим іншим, як невизначиним множником Лагранжа при вирішенні задачі мінімізації енергії Гібса системи «метал-шлак» при додатковій умові електронейтральності щлакової фази. У роботі було показано, що електронейтральність є необхідною умовою дотримання рівняння Гібса-Дюгема при додаванні «електронного вкладу» у вираз для активності будь-якої фази. Так чи інакше, «електрохімічна» поправка $\mu\nu_i$ дозволила істотно покращити передбачувальні можливості фізико-хімічних моделей системи «метал-шлак» та наблизити їх до рівня потреб, що пред`являються до інтелектуального ядра АСУТП промислових металургійних агрегатів.

Системи управління, побудовані на викладених принципах, впроваджувались на ряді металургійних підприємств: Молдавському металургійному заводі, Білоруському металургійному заводі, «Запоріжсталі» [17] та інших. Разом с тим, відсутність теплоенергетичної складової у використовуємих фізико-хімічних моделях не дозволяло з достатньою точністю моделювати та прогнозувати сталеплавильні процеси. Впровадження у модель системи «метал-шлак-газ» ентальпійного теплового балансу з невід’ємним розрахунком кінцевої температури та нової термодинамічної моделі конденсованих розчинів практично завершило теоретичну розробку «каркасу» фізико-хімічної моделі, придатної не тільки для побудови повністю автоматизованих систем управління існуючими металургійними процесами, але й відкрило практичні можливості для

розробки теоретичних основ та технології принципово нових процесів, таких як вторинне електротермічне легування та рафінування (ВЕЛР) у процесі обробки металу у печі-ковші .

Ключовим елементом теорії ВЕЛР є поняття про криву електронейтральності (КЕ), типовий вигляд якої приведений на рис. 1.1.

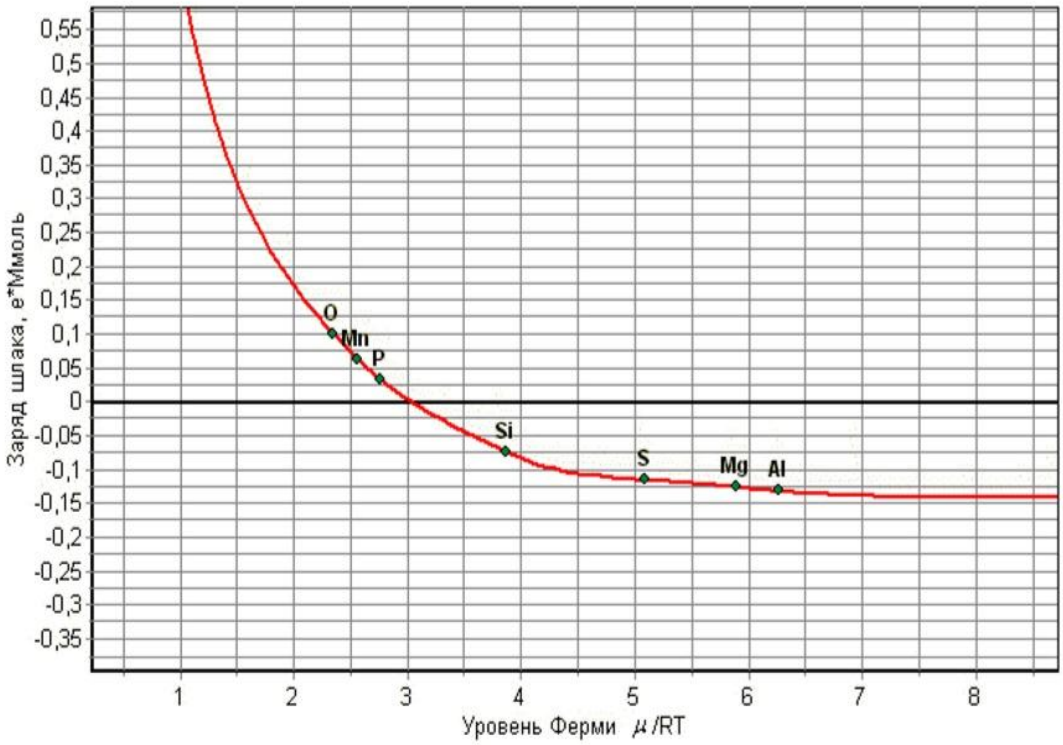


Рис.1.1 – Фрагмент кривої електронейтральності

У координатах «Заряд шлаку, е*Ммоль» - «Рівень Фермі електронів у шлаку, ед. RT» КЕ будується як функція $F_1(\mu)$ з рівнянь, описуючій стан системи «метал-шлак-газ»:

$$\begin{cases} F_1 = -\sum_{i=1}^{k} \dfrac{n_i \nu_i}{1+\exp(-A_i + Y + \mu\nu_i)[1+\exp(B_i - Z)]} = 0; \\ F_2 = \dfrac{N}{1+\exp(-A_i + Y + \mu\nu_i)\left[1+\exp(B_i - Z)\right]} - \dfrac{N}{1+\exp(Y)[1+\exp(-Z)]} = 0; \\ F_3 = \sum_{i=1}^{k} \dfrac{n_i}{1+[1+\exp(A_i - Y - \mu\nu_i)]\exp(Z - B_i)} - \dfrac{N}{1+\exp(Z)[1+\exp(-Y)]} = 0; \end{cases}$$

Де A_i = ln($K_{[i]}\gamma_i/\psi_i$) – логарифм консолідованої константи рівноваги «метал-шлак»;

B_i = ln($K_{[i]}\gamma_i/\lambda_i$) – логарифм консолідованої константи рівноваги «метал-газ»;

ni – числа молей і-го елементу у системі;

Y = ln(N_m/N_s) – логарифм величини, зворотної мольній кратності шлаку;

Z = ln(N_m/N_g) – логарифм величини, зворотної мольній кратності газу;

Результатом розв’язання нелінійної системи (1-3) є набір величин μ,Y,Z, по яким визначаються рівноважні вміщення (числа молей) елементів у щлаку, газі та металі.

КЕ відображає поточний рівноважний стан елементів у системі. Вона перетинає вісь абсцисс у точці рівноважного значення μ. Ця точка відповідає електрично нейтральному шлаку.

У точках перегину кривої нанесені точки, відповідаючі окремим елементам. У позначеннях системи рівнянь (1-3) координати цих точок обчислюються наступним чином.

Координата X: $X_E = \dfrac{A_i - Y - \ln[1+\exp(B_i - Z)]}{\nu_i}$ ()

Координата Y: $Y_E = \sum_{i=1}^{k} \dfrac{n_i \nu_i}{1+\exp(-A_i + Y + X_E\nu_i)[1+\exp(B_i - Z)]}$

Положення точок окремих елементів відносно вісі абсцисс відображає здатність шлаку у даних умовах поглинати або віддавати елемент. Якщо точка елементу з позитивною валентністю знаходиться нижче цієї вісі, тоді елемент прагне перейти у шлак. У іншому випадку цей елемент прагне перейти у метал або газ. Елементі з негативною валентністю переходять у шлак у випадку, якщо відповідна точка знаходится вище вісі абсцисс.

Взаємне положення точок елементів на КЕ відображає черговість окислення або відновлення елементів при зміненні окислювально-відновного потенціалу системи μ.

Графік на рис. свідотствує про те що фосфор, марганець та сірка прагнуть до металу, тоді як кремній, магній та алюміній повинні залишатись у шлаку. При збільшенні ступіню розкислення спочатку відновиться кремній, потім сірка починає поглинатись шлаком, та, нарешті, відновляться магній та алюміній. При підвищенні ступіню окислення спочатку окислиться фосфор, а потім марганець.

Таким чином, КЕ дозволяє оцінювати здатність елементів до окислення та відновлення у даних умовах рівноваги. Знання якісних та кількісних характеристик КЕ, а також вміння керувати їми з допомогою зовнішнього електричного поля дозволяє організувати принципіально новий процес ВЕЛР на практиці.

Схема найпростішого агрегату ВЕЛР наведена на рис. 1.2. На графітовані електроди спеціальної форми 5 подається постійна напруга від джерела 6. Елементі на КЕ зміщуються вгору та вниз у залежності від полярності прикладеної до електродів 5 напруги. Передбачається, що метал в печі-ковші постійно перемішується шляхом продувки інертним газом.

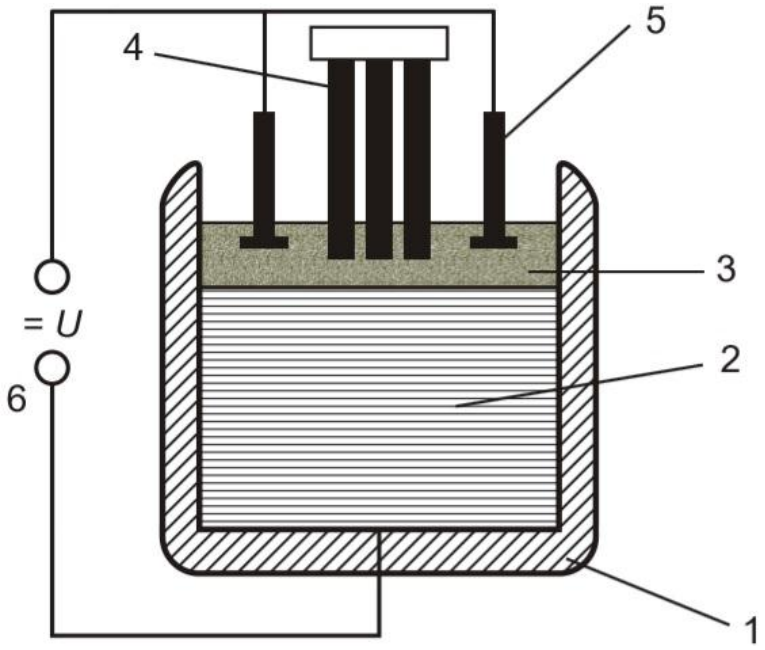


Рис.1.2 – Принципіальна схема ВЕЛР

1 – кожух агрегату піч-ківш; 2 – розплав металу; 3 – рідкий шлак;

4 – електроди підігріву; 5 – електроди ВЕЛР; 6 – джерело постійної напруги.

Якщо надати шлаку позитивний заряд (електрод 5 – анод), тоді рівновага у системі зміщується у бік збільшення величини μ, як якби нульова вісь абсцис на рис. 1 змістилась вниз. Практично це було еквівалентно збільшенню ступені розкислення системи, що призведе до відновлення елементів з позитивною валентністю зі шлаку. Водночас буде відбуватися десульфурація, тобто відалення сірки з металу та поглинення її шлаком, оскільки сірка має негативну валентність. Якщо ж електрод 5 є катодом, складаються умови для дефосфорації металевого розплаву.

Ординати елементів на КЕ дозволяють оцінити величину напруги, необхідної для створення відновних або окислювальних умов по відомій геометричній конфігурації щлакового шару та електропровідності шлаку. Оскільки електричний супротив шлаку має кінечну величину, для проведення процесу ВЕЛР необхідні певні енергетичні витрати, які у

результаті теплового ефекту частково компенсують затрати електроенергії, подаваємої на електроди підігріву 4.

Попередні розрахунки показують, що для відновлення одного молю кремнію зі шлаку методом ВЕЛР потребується на порядок меньша кількість електроенергії, ніж її потребувалось би для виробництва такої ж кількості кремнію у вигляді феросиліцію, доставки феросплаву на завод, введення його у розплав, розплавлення та підігріву до температури розплаву, навіть з урахуванням супроводжуючої процес екзотермічної реакції. Подібний ефект досягається також при відновленні марганцю та алюмінію [21].

Використання методу ВЕЛР для обробки сталі у модернізованих агрегатах ківш-піч дозволяє отримати наступні основні переваги:

1. Економія дорогих феросплавів, синтетичних шлаків та порошкоподібних модифікаторів;
2. Можливість утилізації рядових конверторних, мартенівських та доменних шлаків.
3. Можливість проведення десульфурації та дефосфорації без введення реагентів, підвищуючи вміст неметалевих включень.
4. Можливість введення у розплав високоактивних легуючих добавок з максимальною ступінню засвоєння.
5. Зменьшене газовиділення та пилоутворення у порівнянні з існуючими методами легування та розкислення сталі.

РОЗДІЛ 2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

2.1 Дослідження та розробка технології вторинного електротермічного легування і рафінування сталі

2.1.1 Матеріали та методика дослідження

Була проведена серія дослідницьких плавок на печі Тамана (рис. 2.1).

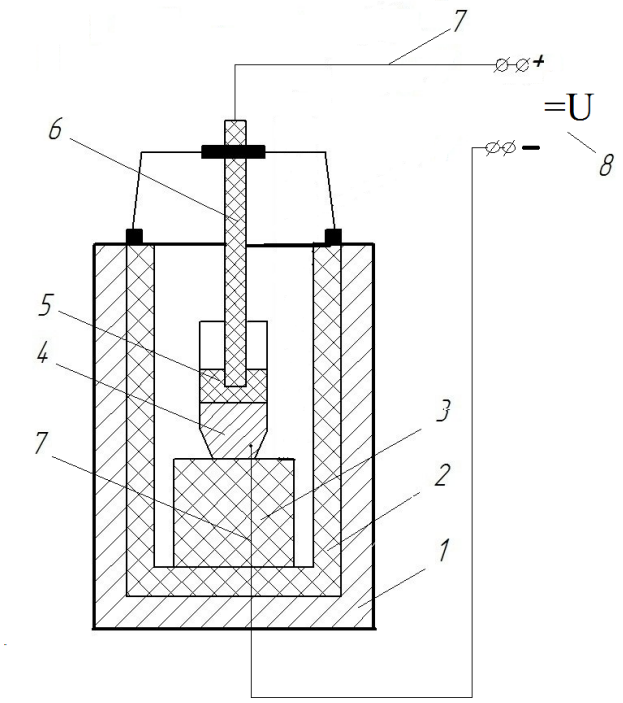


Рисунок 2.1 - Піч Тамана.

Схема експериментальної установки наведена на рис. 2.2.

Для проведення плавок використовували синтетичний флюс наступного складу: MnO – 40%, SiO_2 – 20%, Al_2O_3 – 10%, MgO - 10%, CaF_2 –

10%, CaO – 10%,. Шихту розміщували в графітових тиглях (4) діаметром 40 мм, висотою 60 мм з конічним звуженням в донній частині. Склад шихти: 75 г сталі Ст3, 38 г флюсу. Піч Тамана (1) попередньо прогрівали на потужності 50-60% від номінальної, а потім збільшували до 90% для досягнення заданої температури t = 1550^0 С в робочому просторі. Піч витримували 10 хвилин до повного розплавлення шихти і приведення системи до рівноваги. Після цього підключали джерело постійного струму (7): «+» до графітового електрода (5), що занурений в шлаковий розплав, а «−» на струмопровідний графітовий тигель (4) через молібденовий дріт, що закріплений в нижній частині тиглю за допомогою шурупа. (рис. 2.2). Джерело постійного струму підключали до електрода-анода (5) за допомогою молібденового дроту (8). Для зменшення попадання летючих компонентів шлаку в повітря шахту печі під час проведення дослідних плавок накривали листами азбесту.



1 – піч Тамана; 2 – шахта печі (графіт); 3 – підставка (графіт); 4 – тигель з розплавом (графіт); 5 – шлаковий розплав; 6 – електрод-анод (графіт); 7 – молібденовий дріт; 8 – джерело постійного струму.

Рисунок 2.2 - Схема експериментальної установки.

Варіювали напругу, що подається, від 1,4 до 11,05 В та силу струму від 2 до 12,2 А. Знімали вольт-амперну характеристику експериментальної установки з розплавленим металом і шлаком (рис. 2.3).

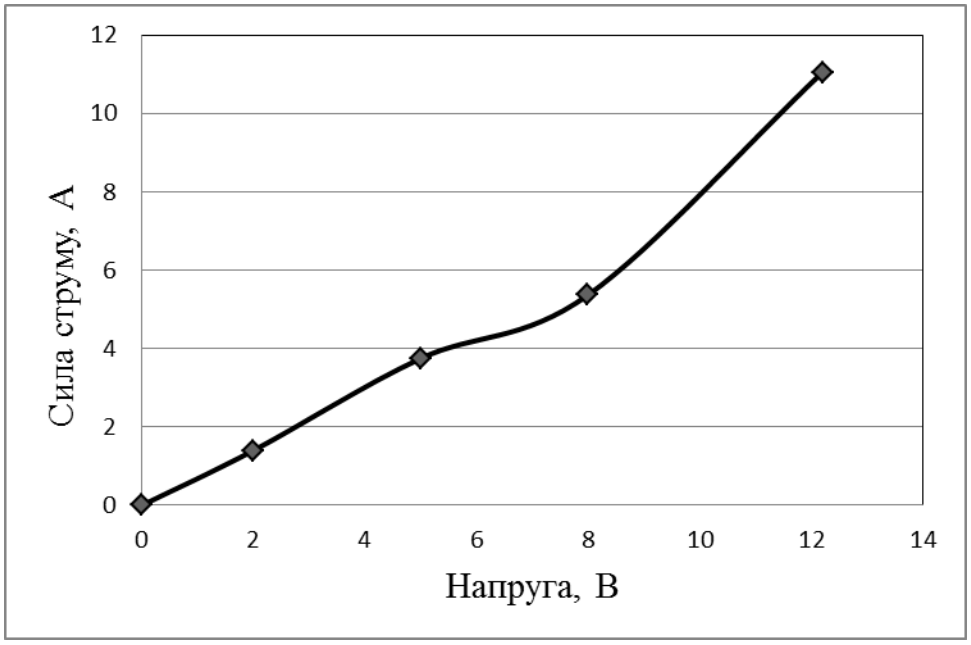


Рисунок 2.3 - Вольт-амперна характеристика експериментальної установки з розплавленим шлаком і металом.

Як видно, залежність сили струму від напруги є нелінійною, але в області малих струмів майже пряма. Мінімальна робоча напруга склала 1,4 В при силі струму 2 А.

Розплав витримували під струмом 10 хв. Заряд, що проходив через систему «метал-шлак» склав, таким чином, від 1200 до 7320 Кл при потужності від 2,8 до 134,81 Вт. По закінченню експерименту зразки метала охолоджували, зачищали з донної частини та направляли на хімічний аналіз.

Результати хімічного аналізу, що був виконаний на квантометрі «Spectrolab» наведені в таблиці 2.1.

Таблиця 2.1 – Результати хімічного аналізу

Вміст елементів	Од. виміру	№ дослідницької плавки				
		1	2	3	4	5
C	%	≥2	≥2	≥2	≥2	≥2
Mn	%	3,42	3,88	4,23	4,55	5,81
Si	%	0,002	0,123	0,137	0,231	0,345
Al	%	0,006	0,008	0,01	0,043	0,144
S	%	0,02	0,01	0,005	0,002	0,001
P	%	0,003	0,004	0,005	0,006	0,01

Електричні параметри та техніко-економічні показники дослідницьких експериментів наведені в таблиці 2.2.

Розрахунок електричних параметрів та техніко-економічних показників:

1. Розрахунок потужності P, *Вт*:

$$P = U \cdot I, \tag{2.1}$$

де U – напруга, *В*; I – сила струму, *А*.

$$P_2 = 2 \cdot 1{,}4 = 2{,}8\ Вт$$

$$P_3 = 5 \cdot 3{,}75 = 18{,}75\ Вт$$

$$P_4 = 8 \cdot 5{,}37 = 42{,}96\ Вт$$

$$P_5 = 12{,}2 \cdot 11{,}05 = 134{,}81\ Вт$$

Таблиця 2.2 – Таблиця електричних параметрів та техніко-економічних показників

Параметри та показники	Од. виміру	№ дослідницької плавки				
		1	2	3	4	5
Витримка	хв.	10	10	10	10	10
Сила струму	А	-	2	5	8	12,2
Напруга	В	-	1,4	3,75	5,37	11,05
Потужність	Вт	-	2,8	18,75	42,96	134,81
Опір	Ом	-	0,7	0,75	0,67	0,91
Заряд	Кл	-	1200	3000	4800	7320
Витрата Е/е	кВт* г	-	0,000467	0,003125	0,00716	0,02247
Вартість Е/е	коп.	-	0,02335	0,15625	0,358	1,1235
Вартість Е/е витраченої на Mn	коп.	-	0,011	0,094	0,189	0,646
Вартість Е/е витраченої на Si	коп.	-	0,012	0,061	0.150	0,364
Вартість Е/е витраченої на Al	коп.	-	0,00015	0,0014	0,019	0,114
Вихід факт Mn	г	-	0,345	0,6075	0,8475	1,7925
Вихід Mn по Фарадею	г	-	0,3416	0,8541	1,3666	2,0841

Ціна FeMn	грн./т	-	527	2006	3294	4888
Ціна* Mn	грн./т	-	257	1201	1728	2810
Вихід факт Si	г	-	0,09075	0,10125	0,17175	0,25725
Вихід Si по Фарадею	г	-	0,0873	0,2183	0,3493	0,5327
Ціна FeSi	грн./т	-	1157	6943	9379	19652
Ціна* Si	грн./т	-	583	2721	3935	6362
Вихід факт Al	г	-	0,0015	0,003	0,0278	0,1035
Вихід Al по Фаарадею	г	-	0,1119	0,2796	0,4474	0,6823
Ціна АВ-87	грн/т	-	135430	444425	112075	94439
Ціна* Al	грн./т	-	878	4094	5922	9574

Ціна* - ціна елементу, з урахуванням витрат електроенергії окремо на кожний елемент.

2. Розрахунок опору *R, Ом:*

$$R = \frac{U}{I}, \qquad (2.2)$$

$$R_2 = \frac{1,4}{2} = 0,7\ Ом$$

$$R_3 = \frac{3,75}{5} = 0,75\ Ом$$

$$R_4 = \frac{5,37}{8} = 0,67\ Ом$$

$$R_5 = \frac{11,05}{12,2} = 0,91\,Ом$$

3. Розрахунок заряду *Q, Кл:*

$$Q = I \cdot \Delta\tau \cdot 60, \qquad (2.3)$$

$$Q = 2 \cdot 10 \cdot 60 = 1200\,Кл$$

$$Q = 5 \cdot 10 \cdot 60 = 3000\,Кл$$

$$Q = 8 \cdot 10 \cdot 60 = 4800\,Кл$$

$$Q = 12,2 \cdot 10 \cdot 60 = 7320\,Кл$$

4. Розрахунок витрат електроенергії *W, кВтг:*

$$W = P \cdot \Delta\tau \cdot \frac{1}{60 \cdot 1000}, \qquad (2.4)$$

$$W_2 = 2,8 \cdot 10 \cdot \frac{1}{60 \cdot 1000} = 0,000467\,кВт \cdot г$$

$$W_3 = 18,75 \cdot 10 \cdot \frac{1}{60 \cdot 1000} = 0,003125\,кВт \cdot г$$

$$W_4 = 42,96 \cdot 10 \cdot \frac{1}{60 \cdot 1000} = 0,00716\,кВт \cdot г$$

$$W_5 = 134,81 \cdot 10 \cdot \frac{1}{60 \cdot 1000} = 0,02247\,кВт \cdot г$$

5. Розрахунок вартості електроенергії *Z, коп.:*

$$Z = W \cdot C, \qquad (2.5)$$

$Z_2 = 0{,}000467 \cdot 50 = 0{,}02335$ *коп,*

$Z_3 = 0{,}003125 \cdot 50 = 0{,}15625$ *коп,*

$Z_4 = 0{,}00716 \cdot 50 = 0{,}358$ *коп,*

$Z_5 = 0{,}02247 \cdot 50 = 1{,}1235$ *коп,*

6. Розрахунок фактичного виходу магнію, *г:*

$$\textit{факт. вих.}\ \mathrm{Mn} = (\mathrm{Mn}\% - \mathrm{Mn}_0\%) \cdot \frac{75}{100} \qquad (2.6)$$

$$\textit{факт. вих.}\ \mathrm{Mn}_2 = (3{,}88 - 3{,}42) \cdot \frac{75}{100} = 0{,}345\,г,$$

що відповідає 0,345/0,632 = 0,5459 г,

де 0,632 – ефективний вміст марганцю у феросплаві марки ФМн-78:

$0{,}78 \cdot 0{,}9 \cdot 0{,}9 = 0{,}632\,г$,

де 0,78- вміст марганцю у феросплаві марки ФМн (78%);

0,9 – фізичне засвоєння при розкисленні-легуванні (90%);

0,9 – фактичне засвоєння при розкисленні-легуванні у спокійних сталях.

$$\textit{факт. вих.}\ \mathrm{Mn}_3 = (4{,}23 - 3{,}42) \cdot \frac{75}{100} = 0{,}6075\,г,$$

що відповідає 0,6075/0,632 = 0,9612 г

$$факт.\ вих.\ \mathrm{Mn}_4 = (4{,}55 - 3{,}42) \cdot \frac{75}{100} = 0{,}8475\ г$$

що відповідає 0,8475/0,632= 1,341 г

$$факт.\ вих.\ \mathrm{Mn}_5 = (5{,}81 - 3{,}42) \cdot \frac{75}{100} = 1{,}7925\ г$$

що відповідає 1,7925/0,632= 2,8362 г

Розрахунок фактичного виходу кремнію, *г:*

$$факт.\ вих.\ \mathrm{Si}_2 = (0{,}123 - 0{,}002) \cdot \frac{75}{100} = 0{,}09075\ г,$$

що відповідає 0,09075/0,324 = 0,2801 г,

де 0,324 – ефективний вміст кремнію у феросплаві марки ФС-45:

$0{,}45 \cdot 0{,}9 \cdot 0{,}8 = 0{,}324\ г$,

де 0,78- вміст кремнію у феросплаві марки ФС (45%);

0,9 – фізичне засвоєння при розкисленні-легуванні (90%);

0,8 – фактичне засвоєння при розкисленні-легуванні у спокійних сталях.

$$факт.\ вих.\ \mathrm{Si}_3 = (0{,}137 - 0{,}002) \cdot \frac{75}{100} = 0{,}10125\ г,$$

що відповідає 0,10125/0,324 = 0,3125 г,

$$факт.\ вих.\ \mathrm{Si}_4 = (0{,}231 - 0{,}002) \cdot \frac{75}{100} = 0{,}17175\ г$$

що відповідає 0,17175/0,324 = 0,5301 г,

$$факт.\ вих.\ \mathrm{Si}_5 = (0{,}345 - 0{,}002) \cdot \frac{75}{100} = 0{,}25725\ г$$

що відповідає 0,25725/0,324 = 0,7940 г,

Розрахунок фактичного виходу алюмінію, *г:*

$$факт.\ вих.\ \mathrm{Al} = (\mathrm{Al}\% - \mathrm{Al}_0\%) \cdot \frac{75}{100}$$

$$факт.\ вих.\ \mathrm{Al}_2 = (0{,}008 - 0{,}006) \cdot \frac{75}{100} = 0{,}0015\,г,$$

що відповідає 0,0015/0,348 = 0,0043 г,

де 0,348 – ефективний вміст алюмінію у феросплаві марки АВ-87:

$$0{,}87 \cdot 0{,}8 \cdot 0{,}5 = 0{,}348\,г,$$

де 0,87- вміст алюмінію у феросплаві марки АВ-87 (87%);

0,8 – фізичне засвоєння при розкисленні-легуванні (80%);

0,5 – фактичне засвоєння при розкисленні-легуванні у спокійних сталях.

$$факт.\ вих.\ \mathrm{Al}_3 = (0{,}01 - 0{,}006) \cdot \frac{75}{100} = 0{,}003\,г,$$

що відповідає 0,003/0,348 = 0,0086 г

$$факт.\ вих.\ \mathrm{Al}_4 = (0{,}043 - 0{,}006) \cdot \frac{75}{100} = 0{,}0278г$$

що відповідає 0,0278/0,348= 0,0799 г

$$факт.\ вих.\ \mathrm{Al}_5 = (0{,}144 - 0{,}006) \cdot \frac{75}{100} = 0{,}1035\,г$$

що відповідає 0,1035/0,348= 0,2974 г

Розрахунок виходу марганцю за Фарадеєм, *г:*

$$M = \frac{\mu \cdot Q}{\nu \cdot F}$$

$$M_{Mn} = \frac{54{,}94 \cdot 1200}{96485 \cdot 2} = 0{,}3416\,г$$

$$M_{Mn} = \frac{54{,}94 \cdot 3000}{96485 \cdot 2} = 0{,}8541\,г$$

$$M_{Mn} = \frac{54{,}94 \cdot 4800}{96485 \cdot 2} = 1{,}366\,г$$

$$M_{Mn} = \frac{54{,}94 \cdot 7320}{96485 \cdot 2} = 2{,}0841\,г\,.$$

Розрахунок виходу кремнію за Фарадеєм, *г:*

$$M_{Si} = \frac{28{,}084 \cdot 1200}{96485 \cdot 4} = 0{,}0873\,г$$

$$M_{Si} = \frac{28{,}084 \cdot 3000}{96485 \cdot 2} = 0{,}4366\,г\,.$$

$$M_{Si} = \frac{28{,}084 \cdot 4800}{96485 \cdot 4} = 0{,}3493\,г$$

$$M_{Si} = \frac{28{,}084 \cdot 7320}{96485 \cdot 4} = 0{,}5327\,г\,.$$

Розрахунок виходу алюмінію за Фарадеєм, *г:*

$$M = \frac{\mu \cdot Q}{\nu \cdot F}$$

$$M_{Al} = \frac{26{,}98 \cdot 1200}{96485 \cdot 3} = 0{,}1119\,г$$

$$M_{Al} = \frac{26,98 \cdot 3000}{96485 \cdot 3} = 0,2796\,г$$

$$M_{Al} = \frac{26,98 \cdot 4800}{96485 \cdot 3} = 0,4474\,г$$

$$M_{Al} = \frac{26,98 \cdot 7320}{96485 \cdot 3} = 0,6823\,г\,.$$

7. Розрахунок кількості ФМн-78, *коп.:*

$$Вартість\ \mathrm{Mn_2} = \frac{0,5459 \cdot 21660}{1000000} = 0,01182\,грн.$$ або 1,18 коп.

$$Вартість\ \mathrm{Mn_3} = \frac{0,9612 \cdot 21660}{1000000} = 0,02082\,грн.$$ або 2,08 коп.

$$Вартість\ \mathrm{Mn_4} = \frac{1,341 \cdot 21660}{1000000} = 0,02905\,грн.$$ або 2,91 коп.

$$Вартість\ \mathrm{Mn_5} = \frac{2,8362 \cdot 21660}{1000000} = 0,06143\,грн.$$ або 6,14 коп.

де 21660 – ціна ФМн-78 з урахуванням НДС (ВАТ «Запоріжсталь»), грн/т

Розрахунок кількості ФС-45, *коп.:*

$$Вартість\ \mathrm{Si_2} = \frac{0,2801 \cdot 25806}{1000000} = 0,00544\,грн.$$ або 0,54 коп.

$$Вартість\ \mathrm{Si_3} = \frac{0,3125 \cdot 25806}{1000000} = 0,008064\,грн.$$ або 0,81 коп.

$$Вартість\ \ Si_4 = \frac{0{,}5301 \cdot 25806}{1000000} = 0{,}01368\ грн.$$ або 1,37 коп.

$$Вартість\ \ Si_5 = \frac{0{,}7940 \cdot 25806}{1000000} = 0{,}02049\ грн.$$ або 2,05 коп.

де 25806 – ціна ФС-45 з урахуванням НДС (ВАТ «Запоріжсталь»), грн/т

Розрахунок кількості АВ-87, *коп.:*

$$Вартість\ \ Al_2 = \frac{0{,}0043 \cdot 39312}{1000000} = 0{,}00017\ грн.$$ або 0,017 коп.

$$Вартість\ \ Al_3 = \frac{0{,}0086 \cdot 39312}{1000000} = 0{,}00034\ грн.$$ або 0,034 коп.

$$Вартість\ \ Al_4 = \frac{0{,}0799 \cdot 39312}{1000000} = 0{,}00314\ грн.$$ або 0,314 коп.

$$Вартість\ \ Al_4 = \frac{0{,}2974 \cdot 39312}{1000000} = 0{,}01169\ грн.$$ або 1,17 коп.

де 39312 – ціна вторинного алюмінію АВ-87 (ВАТ «Запоріжсталь»), грн/т

8. Розрахунок ціни марганцю (78%), *грн./т:*

$$\text{Ціна } Mn(78\%) = \frac{Z}{факт.\ вих.} \cdot 0{,}78 \cdot 10000$$

$$\text{Ціна } Mn(78\%)_2 = \frac{0{,}02335}{0{,}345} \cdot 0{,}78 \cdot 10000 = 527\ грн/т$$

$$\text{Ціна } Mn(78\%)_3 = \frac{0{,}15625}{0{,}6075} \cdot 0{,}78 \cdot 10000 = 2006 грн/т$$

$$\text{Ціна } Mn(78\%)_4 = \frac{0{,}358}{0{,}8475} \cdot 0{,}78 \cdot 10000 = 3294\ грн/т$$

$$\text{Ціна } Mn(78\%)_5 = \frac{1{,}1235}{1{,}7925} \cdot 0{,}78 \cdot 10000 = 4888\ грн/т$$

Розрахунок ціни кремнію (45%), *грн./т:*

$$\text{Ціна } Si(65\%) = \frac{Z}{факт.\ вих.} \cdot 0{,}45 \cdot 10000$$

$$\text{Ціна } Si(65\%)_2 = \frac{0{,}02335}{0{,}09075} \cdot 0{,}45 \cdot 10000 = 1157\ грн/т$$

$$\text{Ціна } Si(65\%)_3 = \frac{0{,}15625}{0{,}10125} \cdot 0{,}45 \cdot 10000 = 6943\ грн/т$$

$$\text{Ціна } Si(65\%)_4 = \frac{0{,}358}{0{,}17175} \cdot 0{,}45 \cdot 10000 = 9379\ грн/т$$

$$\text{Ціна } Si(65\%)_5 = \frac{1{,}1235}{0{,}25725} \cdot 0{,}45 \cdot 10000 = 19652\ грн/т$$

Розрахунок ціни алюмінію (87%), *грн./т:*

$$\text{Ціна } Al(87\%) = \frac{Z}{факт.\ вих.} \cdot 0{,}87 \cdot 10000$$

$$\text{Ціна } Al(87\%)_2 = \frac{0{,}02335}{0{,}0015} \cdot 0{,}87 \cdot 10000 = 135430\ грн/т$$

$$\text{Ціна } Al(87\%)_3 = \frac{0{,}15625}{0{,}003} \cdot 0{,}87 \cdot 10000 = 444425\ грн/т$$

$$\text{Ціна } Al(87\%)_4 = \frac{0{,}358}{0{,}0278} \cdot 0{,}87 \cdot 10000 = 112075\ грн/т$$

$$\text{Ціна } Al(87\%)_4 = \frac{1{,}1235}{0{,}1035} \cdot 0{,}87 \cdot 10000 = 94439\ грн/т$$

9. Розрахунок витрат електроенергії на кожний елемент, коп:

$$\text{Si} = \frac{\frac{0{,}257}{0{,}531}}{\frac{0{,}257}{0{,}531} + \frac{1{,}79}{2{,}08} + \frac{0{,}1035}{0{,}682}} \cdot 1{,}2 = 0{,}39$$

$$\text{Mn} = \frac{\frac{1{,}79}{2{,}08}}{\frac{0{,}257}{0{,}531} + \frac{1{,}79}{2{,}08} + \frac{0{,}1035}{0{,}682}} \cdot 1{,}2 = 0{,}69$$

$$\text{Al} = \frac{\frac{0{,}1035}{0{,}682}}{\frac{0{,}257}{0{,}531} + \frac{1{,}79}{2{,}08} + \frac{0{,}1035}{0{,}682}} \cdot 1{,}2 = 0{,}13$$

Згідно даних таблиці 2.1 побудовано графік впливу заряду,що пропущений через шлак, на вміст елементів в металі (рис. 2.4)

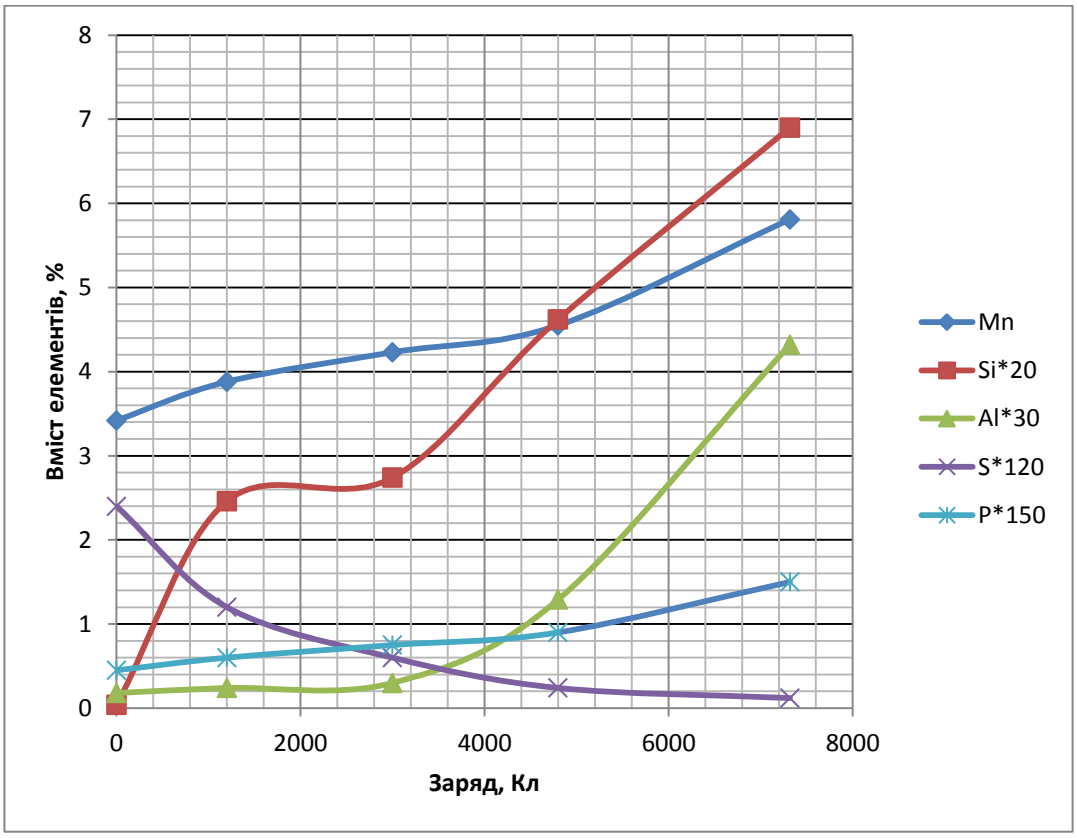


Рисунок 2.4 - Вплив заряду, що пропущений через шлак, на вміст елементів в металі.

2.2 Поведінка елементів в металі

Вуглець. Отриманий вуглець за межами точності аналітичного обладнання. Теоретично при витримці розплаву протягом 10 хвилин метал насичується вуглецем до рівня ~2 % за рахунок взаємодії з пористим графітовим тиглем. При пропусканні струму через шлак вміст вуглецю в металі повинен знизитися за рахунок зворотного процесу. Це пояснюється позитивною валентністю вуглецю та позитивною полярністю електрода, що занурений в шлак. Для вдосконалення процесу та запобігання навуглецюванння металу рекомендується використовувати алундові тиглі .

Кремній. Кількість кремнію в металі значно зростає від 0,002% до 0,345%. Це пов’язано з тим, що на кривій електронейтральності елемент

знаходиться вище алюмінію, та сірки і буде першим відновлений серед вказаних елементів. Як видно з дослідних даних кількість кремнію зросла більше, ніж у сто разів.

Марганець. Зміни кількості марганцю в металі виявилися значними. Як видно з рис. 2.5, вміст марганцю в металі постійно зростає і особливо різко цей процес розпочинається при пропущенні заряду вище 4000 Кл. Це свідчить про те, що вихід марганцю, що відновився, має дві складові: рівноважну відповідно до кривої електронейтральності (до 4000 Кл) та електролізну (вище 4000 Кл). Збільшення вмісту даного елементу в металі відбувається від 3,42% до 5,81%. З таблиці 2.1 можна зробити висновок, що кількість марганцю зросла більш ніж в 1,5 рази, що цілком виправдовує застосування технології ВЕЛР для додаткового легування марганцем.

Алюміній. Зміни кількості алюмінію в металі виявилися значними. Як видно з рис. 2.5, вміст алюмінію в металі постійно зростає і особливо різко цей процес розпочинається при пропущенні заряду вище 4000 Кл. Це свідчить про те, що вихід алюмінію, що відновився, має дві складові: рівноважну відповідно до кривої електронейтральності (до 40 Кл) та електролізну (вище 40 Кл). Збільшення вмісту даного елементу в металі відбувається від 0,006% до 0,144%, що достатньо для утворення дрібнозернистої нітридної/карбонітридної фази. З таблиці 2.1 можна зробити висновок, що кількість алюмінію зросла у 20 разів, що цілком виправдовує застосування технології ВЕЛР для мікролегування сталі алюмінієм, з урахуванням розподілу затрачуваної електроенергії окремо на кожний елемент.

Сірка має негативну валентність у шлаці, тому при пропусканні струму позитивної полярності через шлак вона прагне перейти з металу в шлак. В результаті вміст сірки в металі в усіх дослідницьких плавках зменшився у 20 разів. Таким чином, процес відновлення елементів з позитивною валентністю супроводжується додатковою глибокою десульфурацією металу.

Фосфор. Вміст фосфору зростає від 0,003% до 0,01%. Це пов’язано з поступовим відновленням фосфору, адже елемент має позитивну валентність і при прикладанні напруги з позитивною полярністю він прагне в метал. Отже, в технології ВЕЛР необхідно забезпечувати низький вміст фосфору в синтетичному шлаку, так як фосфор активно відновлюється і може, таким чином, переходячи в метал, погіршити його якість.

Отримані результати показують, що застосування вторинного електротермічного легування і рафінування для додаткового легування сталі марганцем, кремнієм та алюмінієм є економічно виправданим. Крім того, вторинне електротермічне легування і рафінування також може бути економічно вигідним, якщо враховувати супутню десульфурацію металу. В попередніх дослідних плавках [21] було доведено, що використання данної технології є доцільним не тільки для сталі, а й для чавуну.

Разом с тим, при застосуванні технології ВЕЛР у промисловому виробництві виникають певні складності з розташуванням електродів. Так, піч-ківш потребує модернізації донної частини, а саме встановлення донного електроду. Для вдосконалення процесу може бути використана конструкція тигля плазмено-дугової плавки (ПДП) [22].

Відтак, ВЕЛР є новим процесом позапічної обробки сталі. Його можливості та особливості технологічної реалізації знаходяться в стадії вивчення та розробки. Однак переваги ВЕЛР дозволяють припустити, що цей процес, поряд з іншими методами позапічної обробки сталі, знайде широке застосування в металургійному виробництві.

2.3 Техніко-економічне обґрунтування

Отримані результати показують, що застосування вторинного електротермічного легування і рафінування сталі є економічно виправданим для додаткового легування сталі марганцем та кремнієм, адже згідно

розрахунків ціна гіпотетичного матеріалу з вмістом 78% Mn якнайбільше складає 4888 грн/т, що значно нижче закупівельної ціни ФМн78 - 21660 грн/т, а для Si – 19652 грн/т, що також нижче закупівельної ціни ФС45 – 25806 грн/т.

Для додаткового легування сталі Al, дана технологія також буде вигідна, якщо враховувати розподіл витрат електроенергії окремо, на кожний елемент, тоді ціна гіпотетичного матеріалу становитиме з вмістом 87%Al - 9574 грн/т , що також нижче закупівельної ціни АВ-87 – 39312 грн/т.

Крім того, вторинне електротермічне легування і рафінування також може бути економічно вигідним, якщо враховувати супутню десульфурацію металу.

2.4 Висновки

1. В даному розділі була проведена серія дослідницьких плавок, розраховані все необхідні електричні параметри та техніко-економічні показники, досліджена поведінка елементів в металі з використанням технології ВЕЛР та доведена її доцільність.

2. Основними перевагами використання технології ВЕЛР для обробки сталі в установках піч-ківш є:

- Економія дорогих феросплавів, синтетичних шлаків і порошкоподібних модифікаторів;
- Можливість проведення десульфурації і дефосфорації без введення реагентів, що підвищують вміст неметалевих включень;
- Можливість утилізації рядових конвертерних, мартенівських і доменних шлаків.
- Можливість введення в розплав високоактивних легуючих добавок з максимальним ступенем засвоєння.

3. При застосуванні технології ВЕЛР у промисловому виробництві виникають певні складності з розташуванням електродів. Так, піч-ківш потребує модернізації донної частини, а саме встановлення донного електроду. Для вдосконалення процесу може бути використана конструкція тигля плазмено-дугової плавки (ПДП).

4. ВЕЛР є новим процесом позапічної обробки сталі, однак перераховані переваги ВЕЛР дозволяють припустити, що цей процес, поряд з іншими методами позапічної обробки сталі, знайде широке застосування в металургійному виробництві.

РОЗДІЛ 3 МЕТАЛУРГІЙНА ЧАСТИНА

3.1 Програма «EXCALIBUR» в дослідженні електрохімічного легування і рафінування сталі у процесі ВЕЛР

Існує бескінечно багато способів ведення плавки, позапічної обробки, легування та розкислення сталі. Кожний з них повинен забеспечувати заданий склад металу, температурний та шлаковий режим, а також враховувати припустимі параметри металургійного агрегату, дозаторів, фурм і т.п. З всього різноманіття можливих способів досягнення поставленої мети, що відрізняються як кількістними, так і якісними характеристиками, бажано обрати єдиний оптимальний спосіб, котрий був би найменьш дорогим або найбільш продуктивним. Враховуючи складність фізико-хімічних моделей, більшу кількість хімічних елементів та шихтових материалів, що беруть участь у розрахунках, єдиним засобом отримання оптимального рішення представляється використання спеціалізованих комп`ютерних програм.

Одною з перших комп`ютерних програм, розробленних для оптимізації легування сталі, була програма «Форвард» [22]. Наступний крок у розробці програмних середовищ для металургійних розрахунків був реалізован у системі «Оракул» [23], котра була здатна враховувати неметалеву частину шихти у розрахунках рівноваги. Істотним недоліком обох програм була їх нездатність враховувати вплив тепловых ефектів та диференціальних коефіцієнтів засвоєння. У програмі «Excalibur» вперше у повному об`ємі реалізовані пряма та зворотня задачі, працюючі у тандемі. Алгоритм прямої задачі заснований на термодинамічній моделі багатокомпонентної конденсованної фази [24] та її наступних модифікаціях [25,26], ентальпійному тепловому балансі [27] та обліку кінетичного запізнювання [28]. У алгоритмі обратної задачі реалізований універсальний метод фазових операторів [29], частним випадком котрих є диференційне коефіцієнти засвоєння (ДКУ) у металі [30].

Промислова реалізація одного з варіантів програми – системи управління плавкою та позапічною обробкою «Гіббс»® [31] – впроваджена у 2004 р. на Білоруському металургійному заводі. По своїм можливостям програма «Excalibur» значно перевершує раніш створені програми термодинамічного моделювання системи «метал-шлак-газ».

Її основні переваги:

- виконання термодинамічного розрахунку рівноваги у багатокомпонентній гетерогенній системі «метал-шлак-газ» з урахуванням теплоти хімічних реакцій;

- проведення інтегрованного термодинамічного розрахунку кінечної температури системи на основі ентальпійного теплового балансу;

- можливість розрахунку парціального тиску всіх атомарних та молекулярних складових газової фази;

- розрахунок та відображення всіх інтегральних та парціальних термодинамічних функцій складових системи, включно всі фази та окремі хімічні елементи, на основі єдиного стандарту;

- точний облік теплоти енергоносіїв та теплових втрат, температури та агрегатного стану материалів;

- розрахунок та наочне відображення кінетики взаємодії фаз у сталеплавильному агрегаті на основі принципів нерівноважної термодинаміки та рішення динамічної системи дифференціальних рівняннь;

- повний розрахунок плавки у дуговій сталеплавильній печі (ДСП), у том числі: динаміки плавлення брухту, мас та хімічного складу металу, шлаку та газу, температури по ходу плавки з урахуванням кінетичного запізнення, скачування шлаку, теплових втрат та геометричних параметрів печі;

У рамках повного та точного вирішення зворотньої задачі термодинамічного моделювання програма «Excalibur» забеспечує:

- оптимізацію мас всіляких легуючих та шихтових материалів (у будь-якому агрегатному стані) та витрат енергоносіїв за критеріями їх сумарної мінімальної вартості або максимальної продуктивності сталеплавильного агрегату;

- завдання та гарантоване виконання комплексу односторонніх та двосторонніх оптимізаціонних обмеженнь за хімічним складом та масам кінечних металу, шлаку та газу, масі початкових материалів, витрат енергоносіїв, кінечної температури системи;

- застосування матричної алгебри фазових операторів та швидкодіючого алгоритму двоїстого симплекс-методу;

- розрахунок та облік перекрестного впливу вмісту одних елементів на засвоення інших у кожній з фаз;

- розрахунок консолідованної матриці впливу добавок материалів та енергоносіїв на масу та склад фаз, а також температури системи;

- облік невизначенності вихідних та розрахункових даних шляхом задання відповідних довірчих інтервалів «нижня межа – верхня межа»;

- практична реалізація принципу ситуаційного управління процесами на основі оперативної виробки альтернативних варіантів легування, розкислення та позапічної обробки сталі при відсутності рішення зворотньої задачі у первісному вигляді.

Результатом розрахунків прямої задачі є маси та складу металу, шлаку та газу, парціальний тиск усіх складових газової фази та кінечна температура системи. Склад фаз може відображатись у вигляді масових процентів, мольних процентів, кілограмів та кіломолей. Крім того, розраховуються об’єм виділившегося газу, основність шлаку, окислювально-

відновлювальний потенціал системи (рівень Фермі електронів у шлаку), хімічні потенціали та парціальні ентальпії змішування всіх елементів у всіх фазах, тепловий ефект хімічних реакцій. Усі розрахункові величини мають довірчий інтервал «нижня межа» – «верхня межа». У зворотньому завданні додатково розраховуються та відображаються оптимальні маси материалів, що забеспечують гарантоване виконання усіх оптимізаціонних обмеженнь, вказаних у завданні на плавку. Розрахунки прямої та зворотньої задач виконуються, як правило, протягом 0,01…1,0 с. Задачі кінетики, моделювання плавки у ДСП та пошуку альтернативних рішенць у зворотній задачі розраховуються протягом 0,01…2 хв. Кінцевий підсумок більшості розрахунків відображається на головній формі (рис. 3.1).

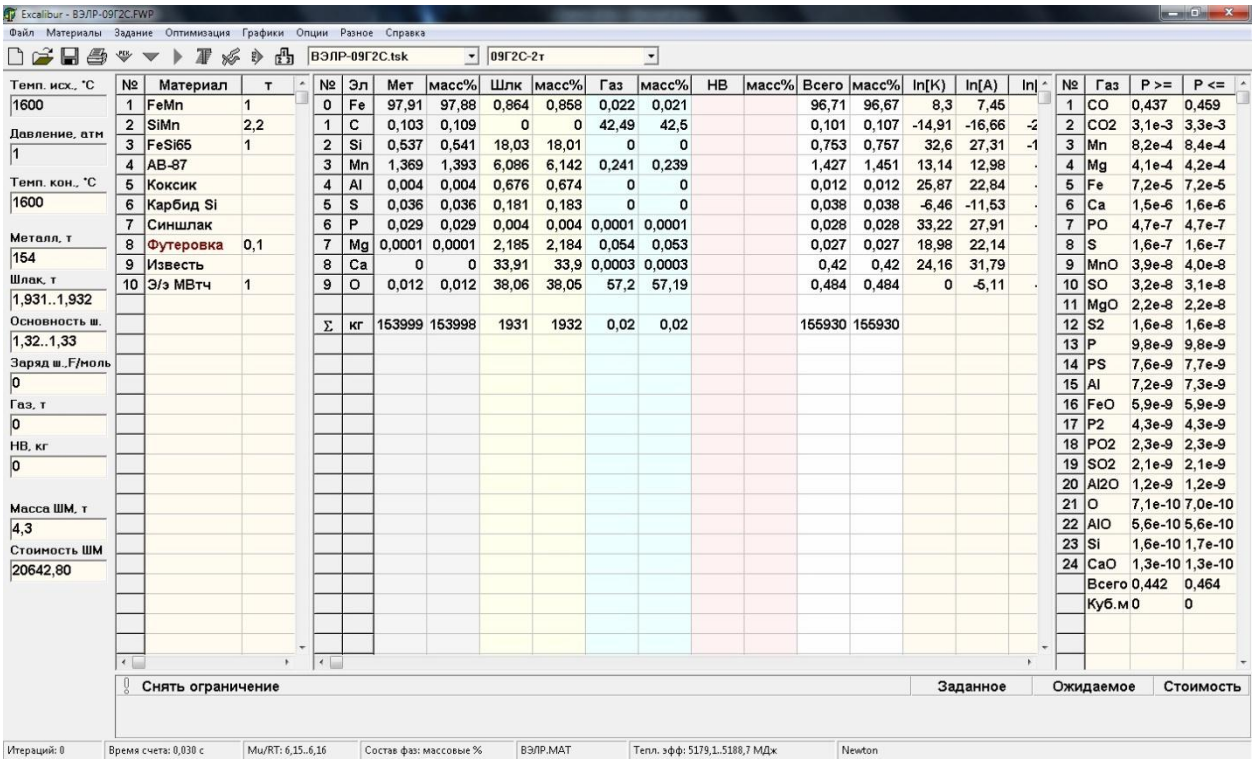


Рис. 3.1 Загальний вигляд головної форми «Excalibur»

Програма має інтуітивно дружній інтерфейс, що дозволяє користувачам ефективно працювати з нею, спираючись на мінімальну теоретичну підготовку у області металургії чорних металів та інформатики. Таблиці материалів, елементів та газів мають контексні меню, що робить роботу з програмою ще зручнішою. Якщо у результаті розрахунку прямої або

зворотньої задачі вміст будь-якого елементу у металі або шлаку виходить за межі, визначені у завданні на плавку, то відповідна величина у таблиці елементів маркується червоним кольором.

Користувач за допомоги редагуємих таблиць та полей може задати будь-які вихідні дані та оптимізаціонні обмеження (односторонні та двохсторонні) застосовуємо до металу, шлаку та газу, а також до всіх доступних та недоступних материалів та енергоносіїв. Зокрема, тут можна задати хімічний склад та інтервал мас вихідних металу та шлаку, начальну температуру, температуру навколишнього середовища, потребуємий склад металу та шлаку, потрібні маси металу, шлаку та газу, обмеження за кінечною температурою металу, а також вказати величину теплових втрат у МДж. Крім того, по кожному матеріалу можна вказати рекомендуємі маси, фіксовані (обов’язкові) маси та задати верхній та/або нижня межа використання даного матеріалу у тонах та/або процентах від загальної маси усіх материалів. Редактор завдань допускає введення до 100 різноманітних завданнь на плавку, що можуть бути збережені у файлі. У межах форми редактору робота з файлами завдань та окремими завданнями виконується з допомогою контекстного меню. На головній формі швидке перемикання між файлами завданнь та окремими завданнями виконується з допомогою двох випадаючих списків у верхній частині форми. Для моделювання плавки металу у ДСП розроблена спеціальна форма, на якій у реальному масштабі часу віжображаються усі ключові характеристики даного процесу. Типовий вигляд форми приведений на рис. 3.2.

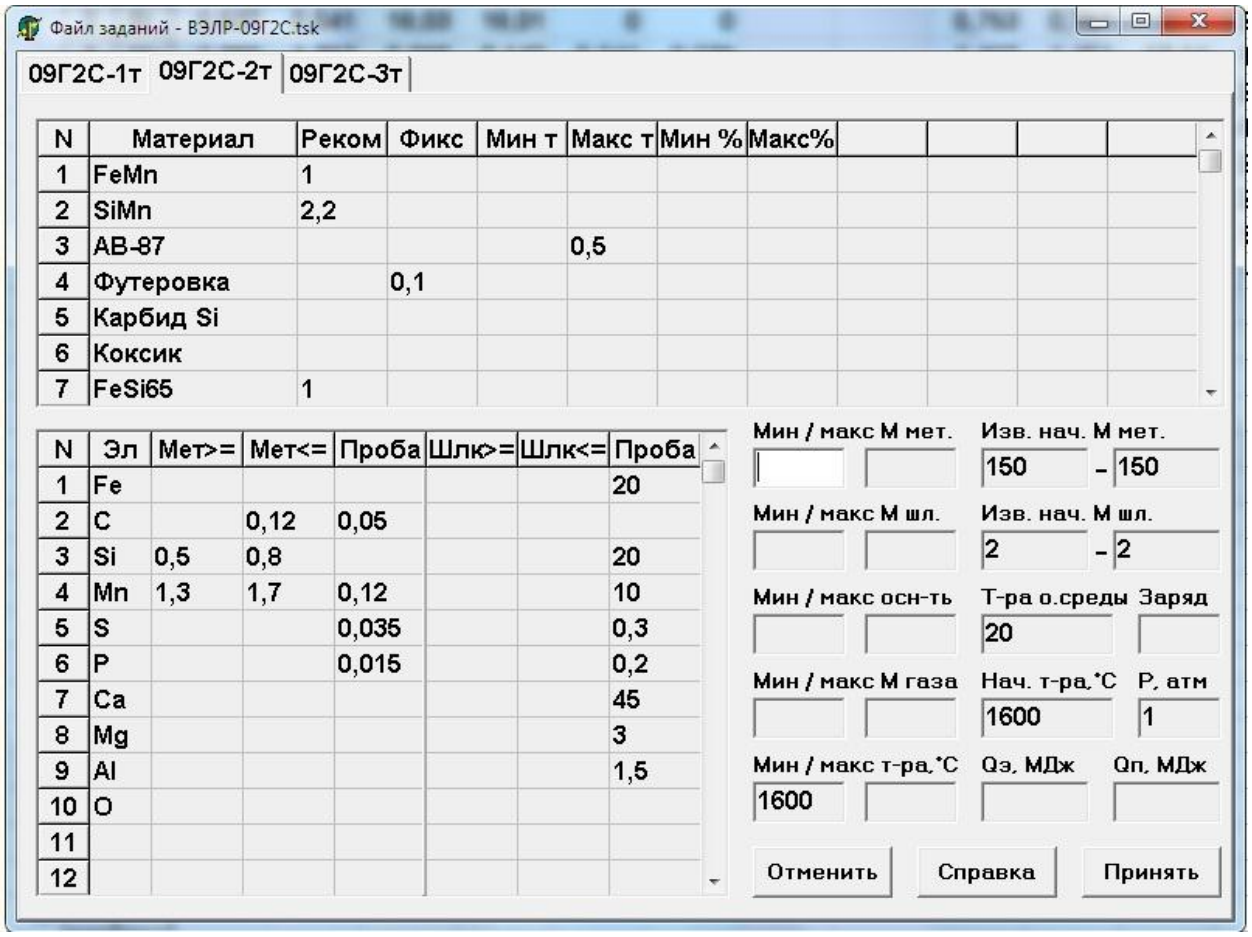


Рис. 3.2 Форма редактору завдання на плавку

Моделювання процесів у ДСП на основі розроблених алгоритмів прямого та зворотнього завдання з урахуванням теплоти хімічних реакцій та ентальпійного теплового балансу дозволяє виконати проектування технологій електросталеплавильного виробництва на якісно новому рівні, так як алгоритми, по суті, є інтелектуальним ядром верхнього рівня систем управління технологічними процесами ДСП. У табл. 1 та 2 приведені вихідні дані та результати примінення зворотньої задачі для оптимізації легування сталі 12ГС при випуску металу у ковш.

Висновки. Програма «Excalibur» дозволяє виконувати термодинамічне моделювання системы «метал-шлак-газ» з урахуванням ентальпійного теплового балансу та може бути використана у якості навчальної програми для студентів металургійних спеціальностей. Вона також може служити інструментом дослідження при розробці нових технологій, так як дозволяє

моделювати різноманітні варіанти ведення плавки, позапічної обробки, розкислення, легування, десульфурації та дефосфорації сталі.

3.2 Моделювання параметрів ВЕЛР для сталей 09Г2С, 12ГС, 30ГС, та напівпродукту

3.2.1 Пружність газу

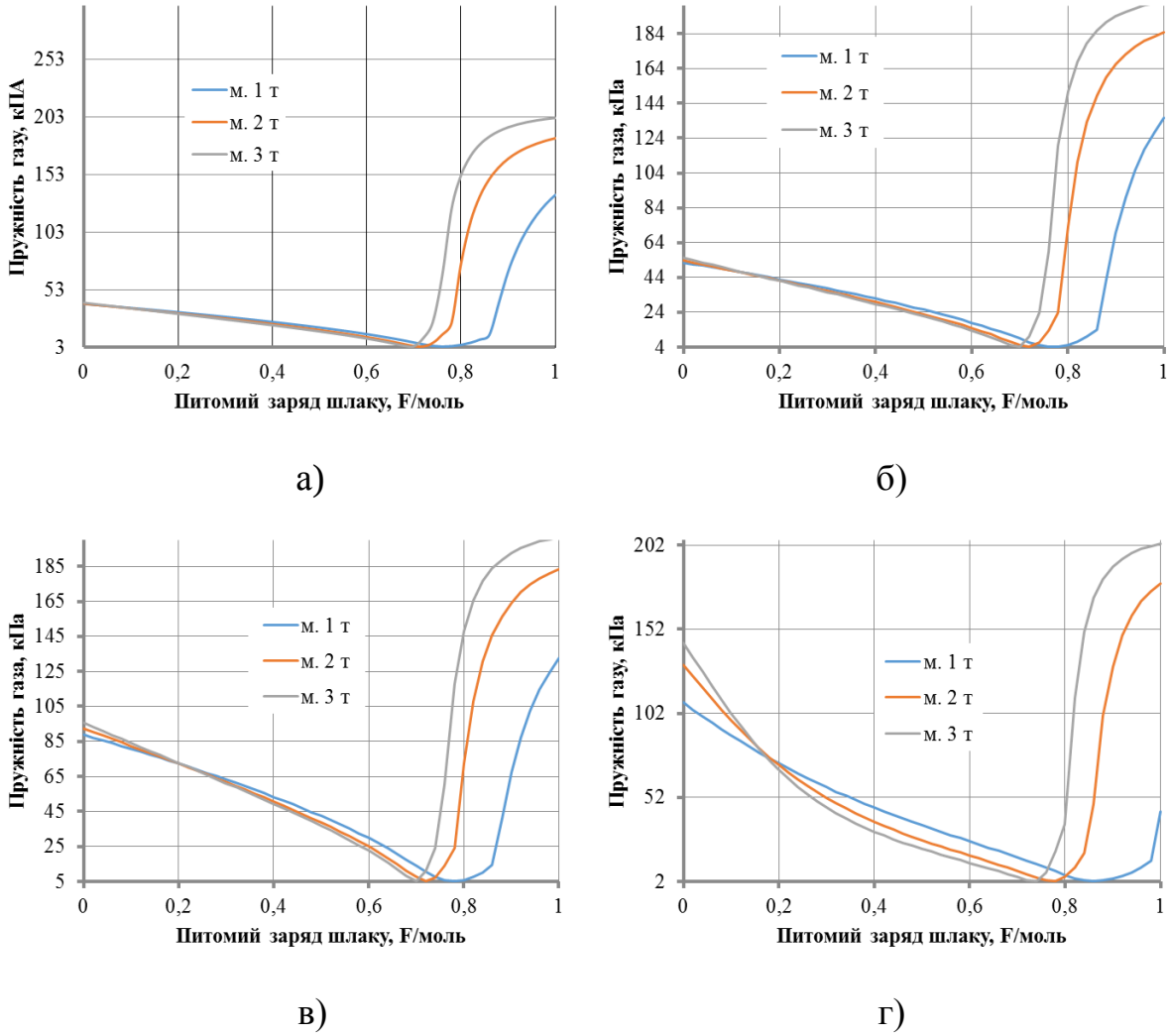


Рис. 3.2.1 Вплив питомого заряду шлаку на пружність газу для сталей: 09Г2С(а), 12ГС(б), 30ГС(в), напівпродукту (г).

Висновок: При збільшенні маси шлаку помітне зменшення питомого заряду, що потребується для початку підвищення пружності газу.

3.2.2 Кратність газу масова

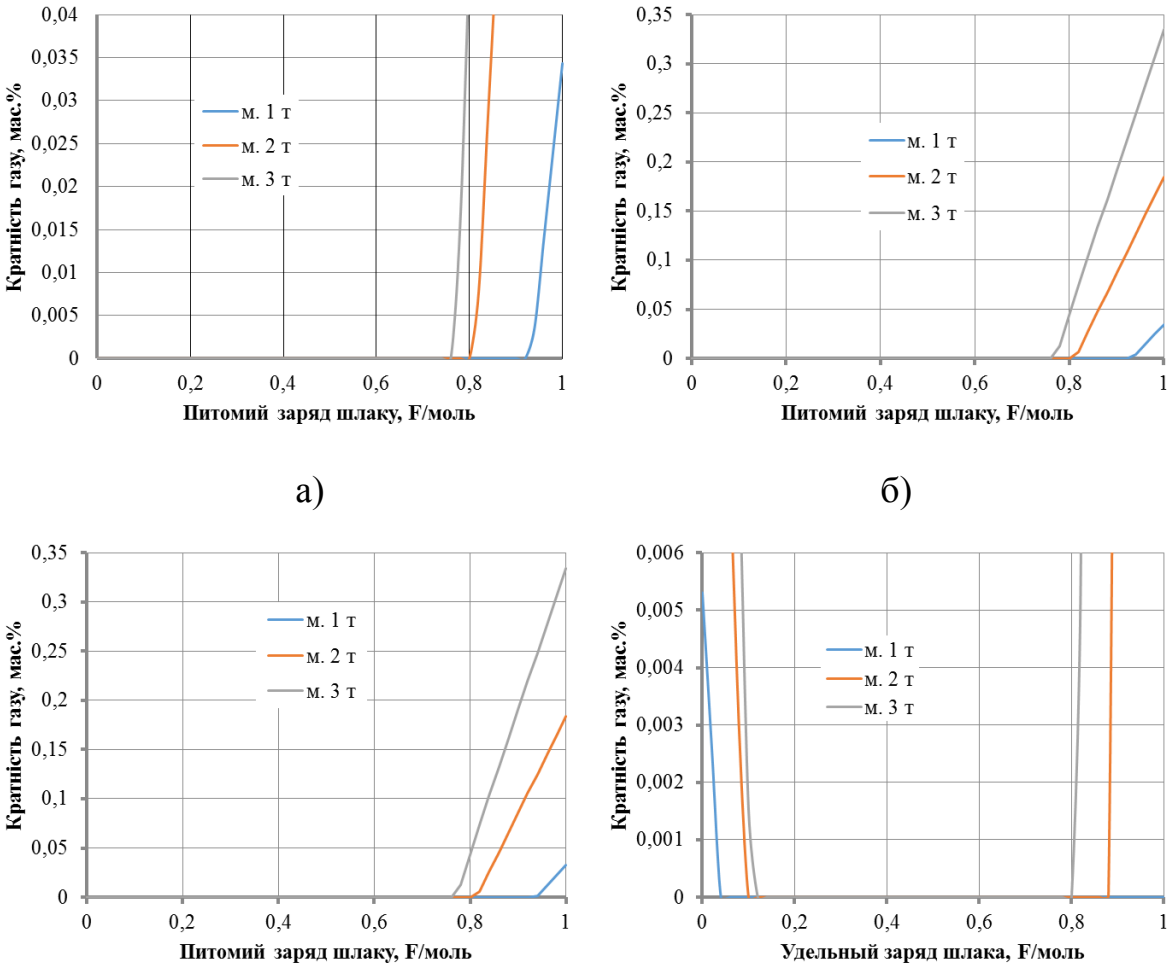
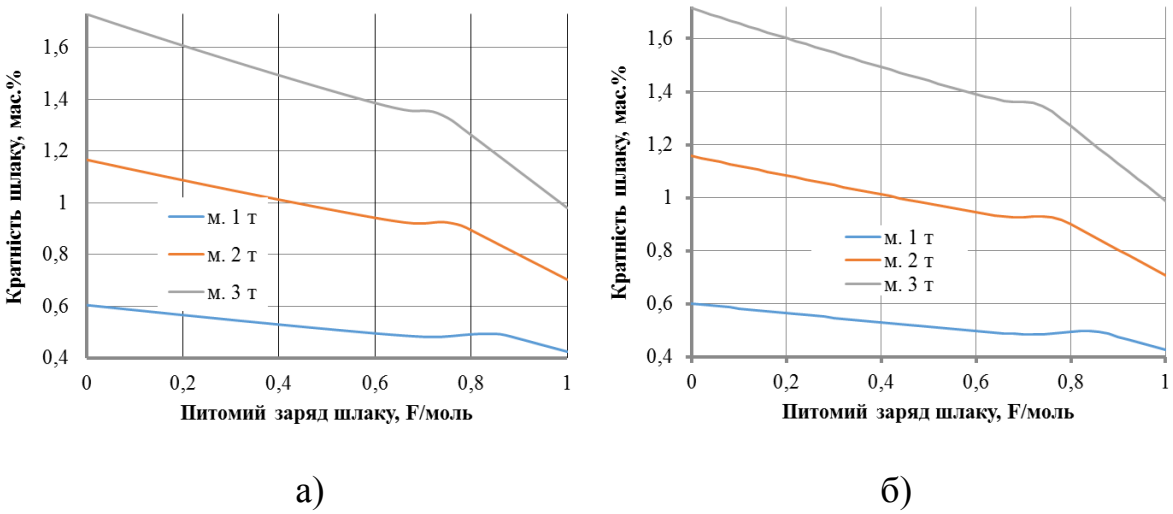
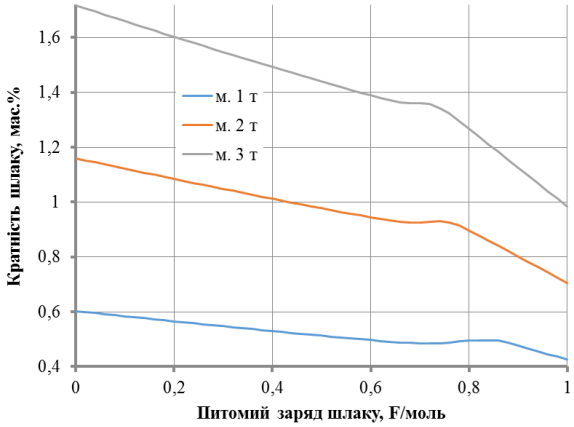
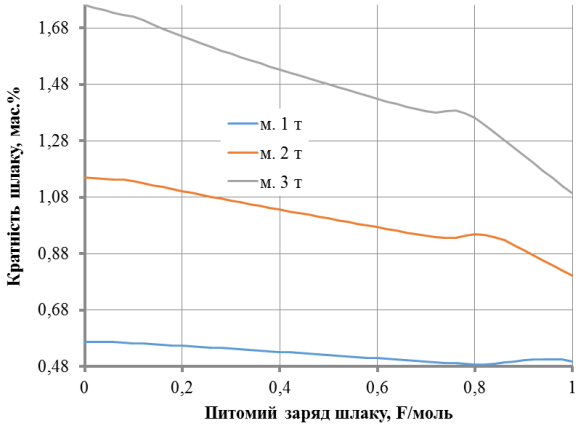


Рис. 3.2.2 Вплив питомого заряду шлаку на кратність газу для сталей: 09Г2С (а), 12ГС(б), 30ГС (в), напівпродукту (г).

3.2.3 Кратність шлаку масова





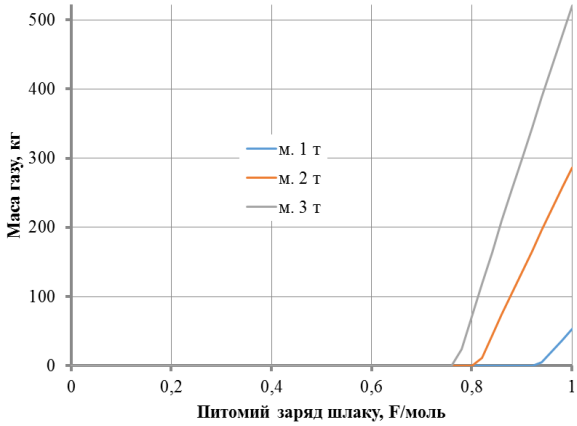


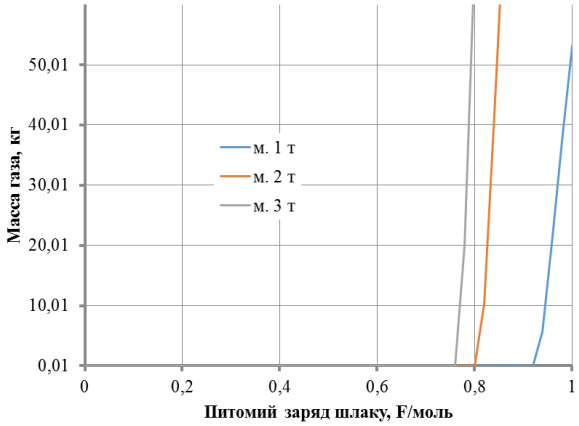
в) г)

Рис. 3.2.3 Вплив питомого заряду шлаку на кратність шлаку для сталей: 09Г2С (а), 12ГС(б), 30ГС (в), напівпродукту (г).

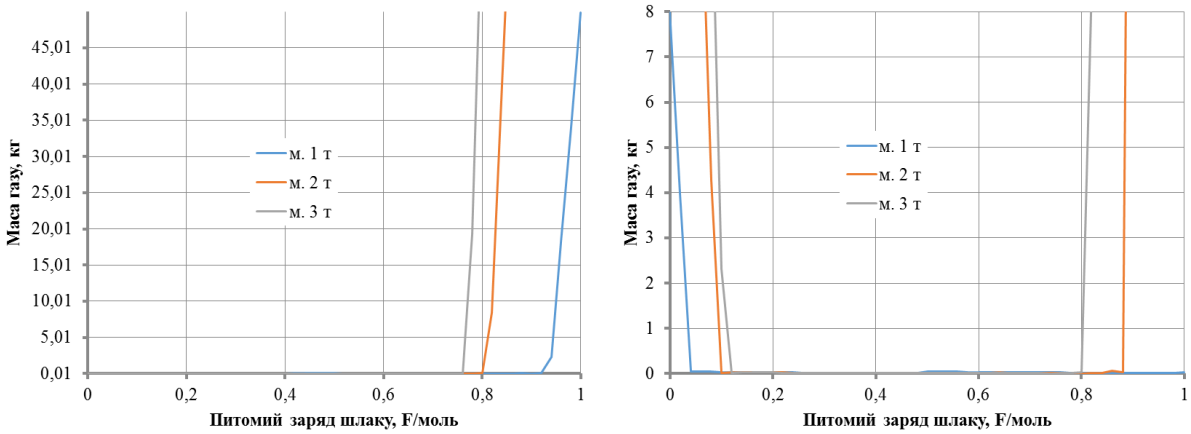
Висновок: При підвищенні маси шлаку кратність шлаку знижується приблизно у три рази швидше. До того ж відмічається зниження порогу питомого заряду.

3.3.4 Маса газу





а) б)

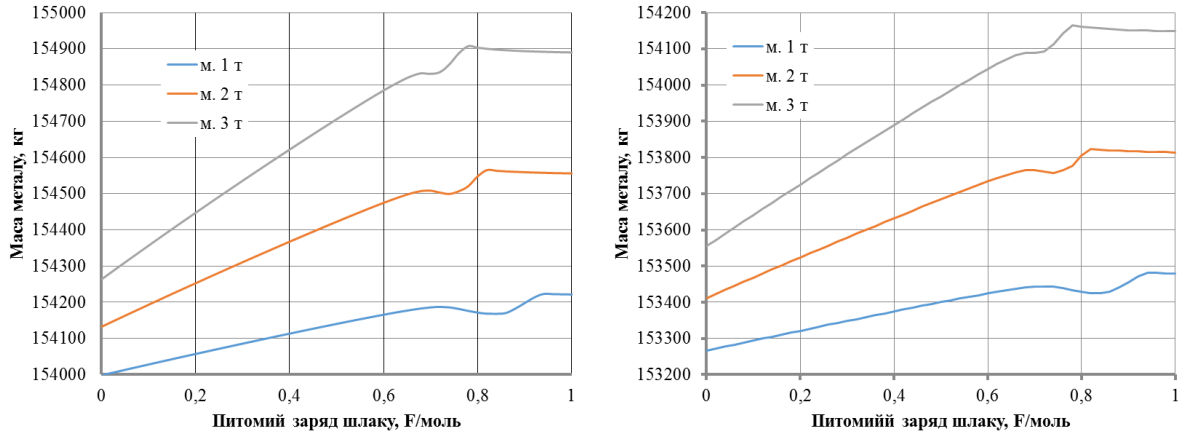


в) г)

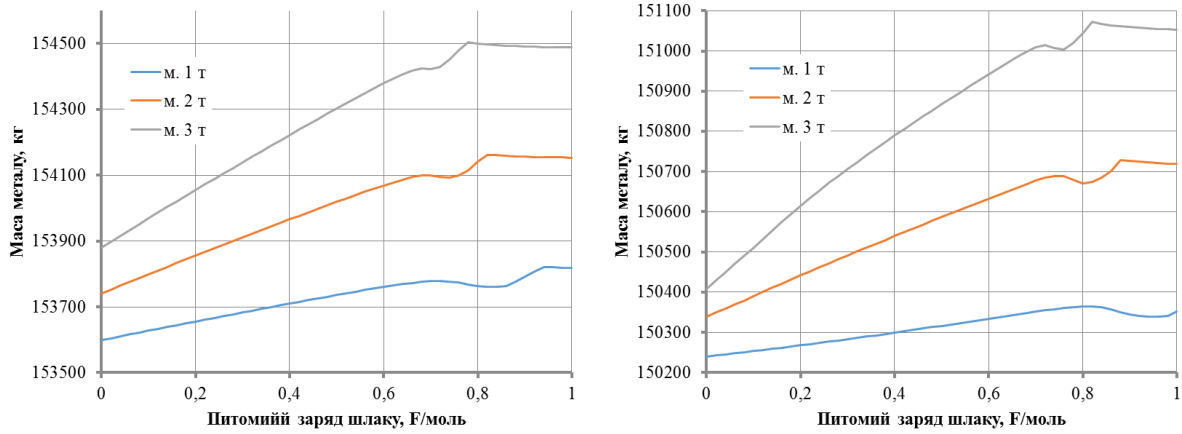
Рис. 3.2.4 Вплив питомого заряду шлаку на масу газу для сталей: 09Г2С (а), 12ГС(б), 30ГС (в), напівпродукту (г)

Висновок: при збільшенні маси шлаку підвищується утворення газу, до того ж зростання маси також проходить активніше.

3.3.5 Маса металу



а) б)



в) г)

Рис. 3.2.5 Вплив питомого заряду шлаку на масу металу для сталей: 09Г2С (а), 12ГС(б), 30ГС (в), напівпродукту (г).

Висновок: При підвищенні маси шлаку маса металу, отримуємого підчас процесу ВЕЛР, пропорційно підвищується. Також при збільшеній масі шлаку спостерігається зниження порогу питомого заряду шлаку.

3.3.6 Маса шлаку

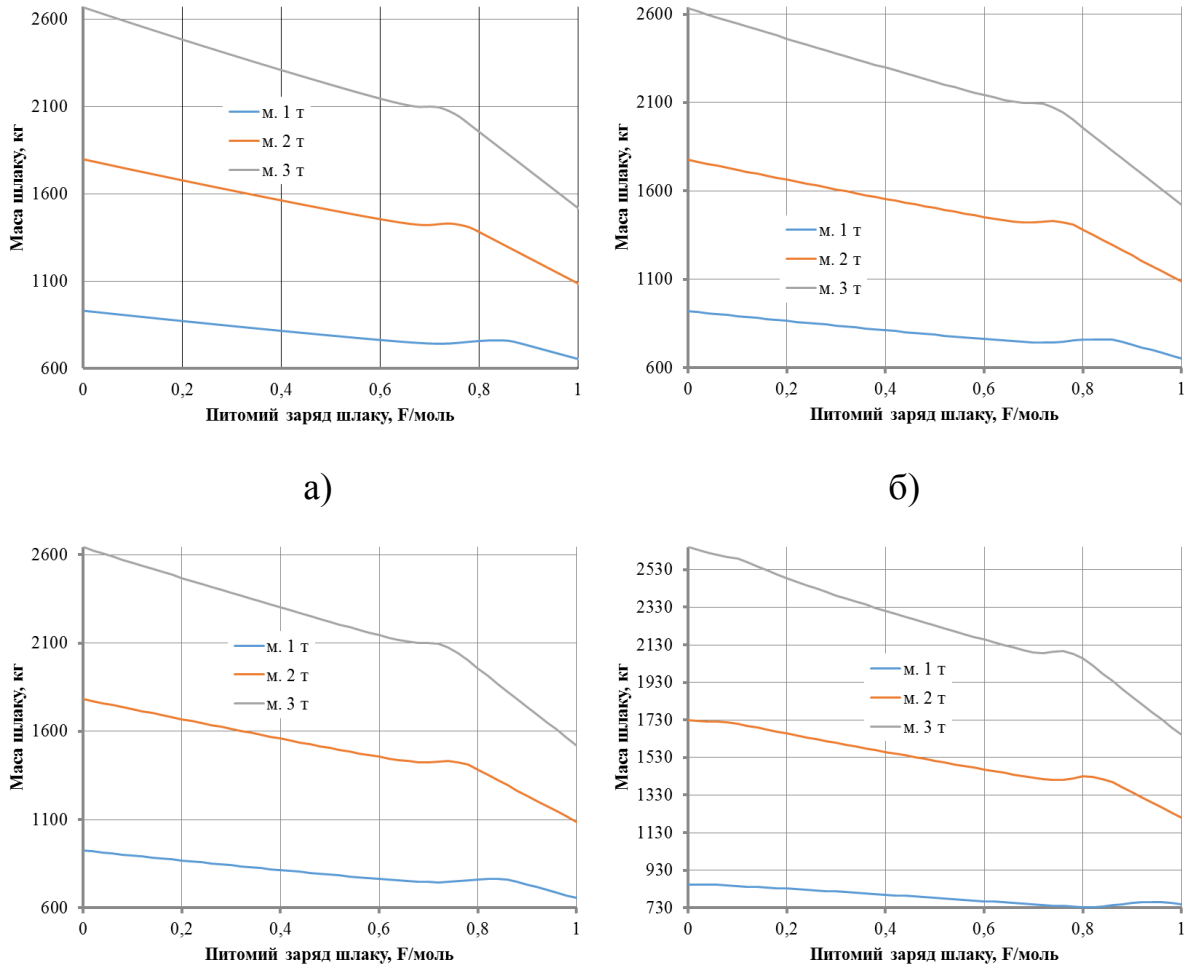


Рис. 3.2.6 Вплив питомого заряду шлаку на масу шлаку для сталей: 09Г2С (а), 12ГС(б), 30ГС (в), напівпродукту (г).

Висновок: Зменшення маси шлаку відбувається пропорційно до питомого заряду шлаку та масі самого шлаку.

3.3.7 Хімічний склад металу та шлаку, масовий

3.3.7.1 Вміст оксиду заліза в шлаку

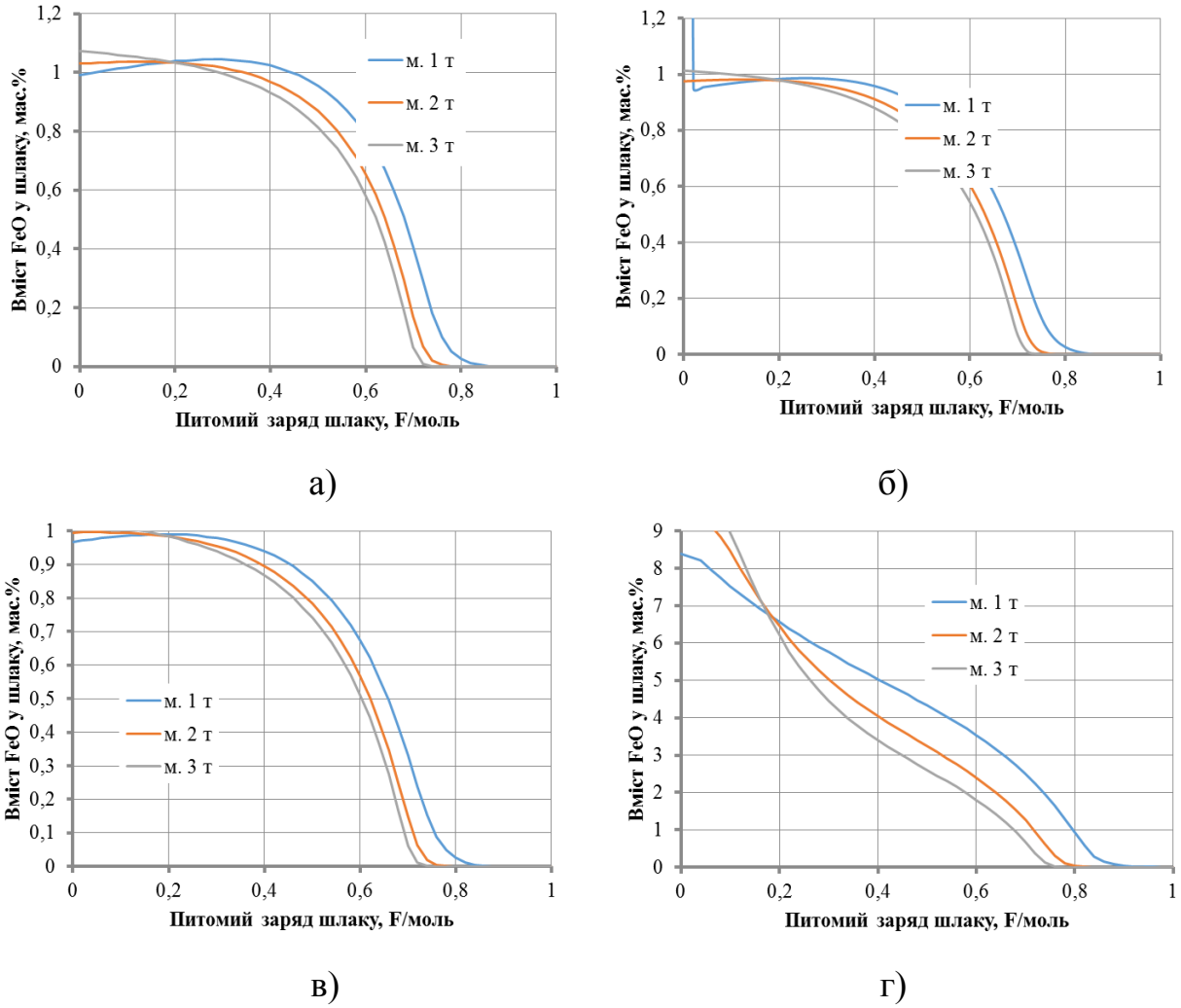


Рис. 3.2.7 Вплив питомого заряду шлаку на вміст FeO в шлаку для сталей: 09Г2С (а), 12ГС(б), 30ГС (в), напівпродукту (г).

Висновок: при підвищенні питомого заряду шлаку більше 0,2 F/моль вміст FeO в шлаку знижується для всіх сталей. Вплив маси шлаку змінюється на протилежний при перетині величини питомого заряду шлаку 0,2 F/моль: при меньшому заряді більша маса шлаку призводить до більшого вмісту FeO і навпаки, при більшому заряді більша маса шлаку призводить до меншого вмісту FeO.

3.3.7.2 Вміст вуглецю в металі

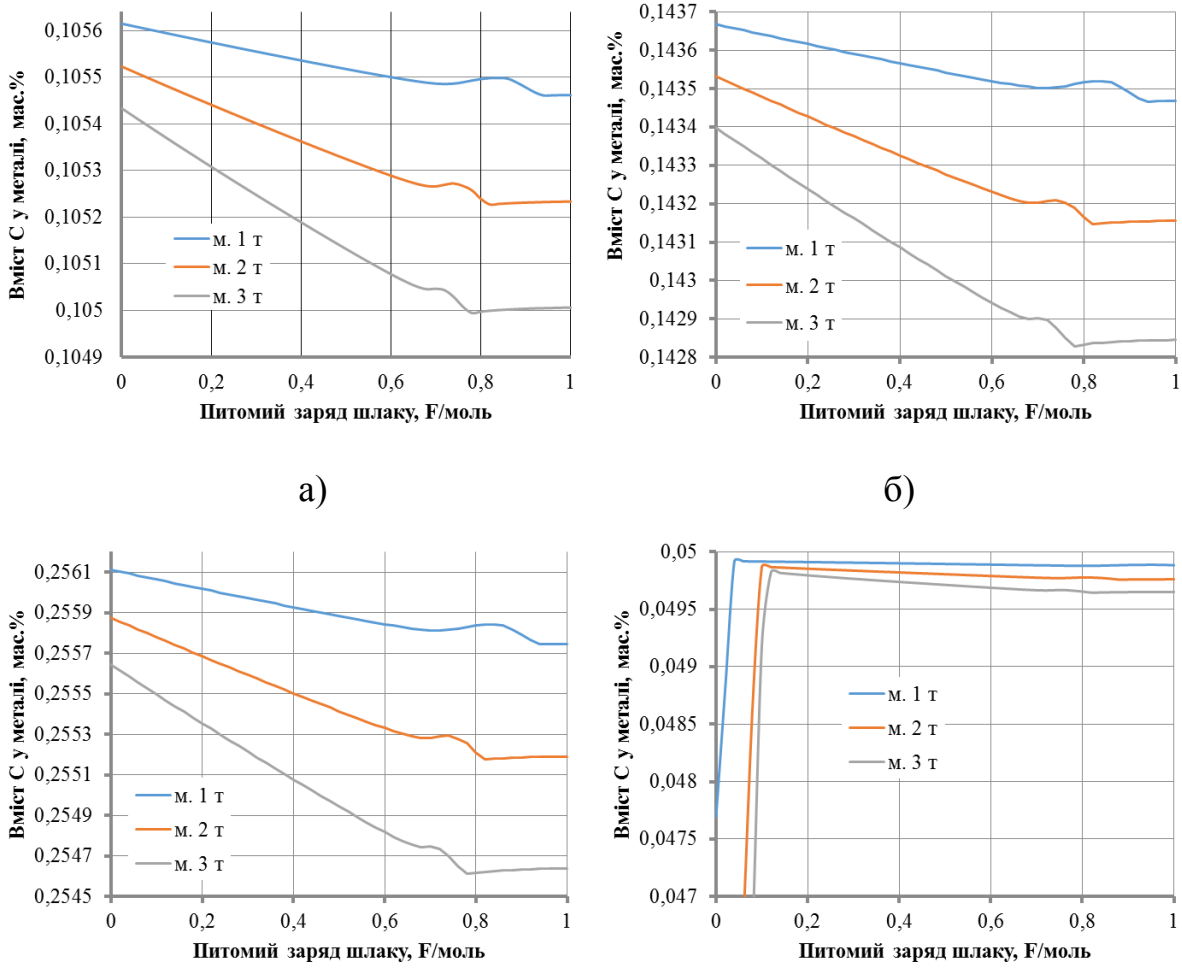
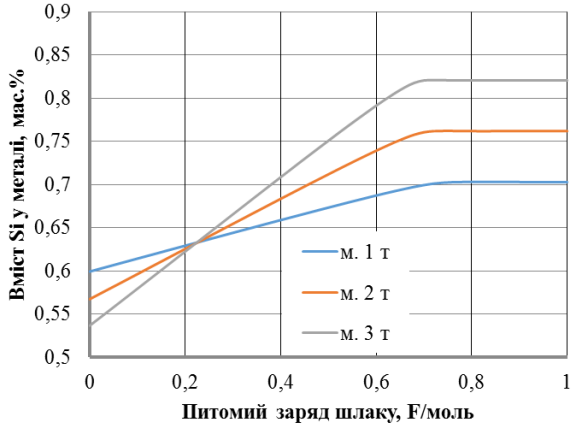


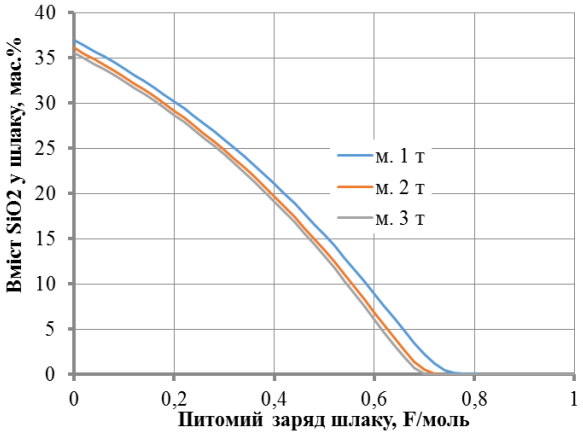
Рис. 3.2.8 Вплив питомого заряду шлаку на вміст С в металі для сталей: 09Г2С (а), 12ГС(б), 30ГС (в), напівпродукту (г).

Висновок: Вміст вуглецю у сталі практично не змінюється при підвищенні питомого заряду шлаку. Незначне його зниження пояснюється збільшенням концентрації відновлених елементів (кремнію тощо). Тим воно помітніше, чим більше маса шлаку. Адже маса шлаку впливає на масу відновлених елементів.

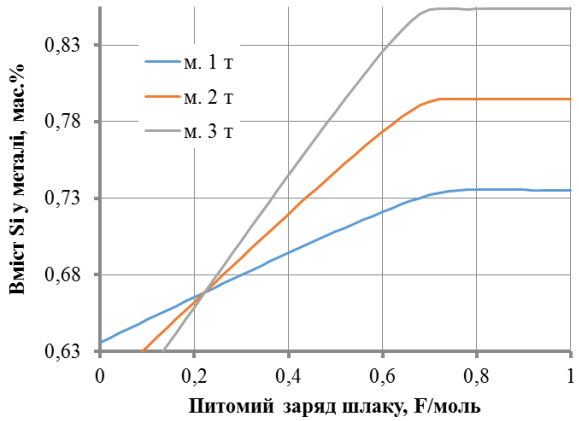
3.3.7.3 Вміст кремнію в металі та шлаку


Вміст Si у металі, мас.%
0,9
0,85
0,8
0,75
0,7
0,65
0,6
0,55
0,5
0
0,2
0,4
0,6
0,8
1
м. 1 т
м. 2 т
м. 3 т
Питомий заряд шлаку, F/моль

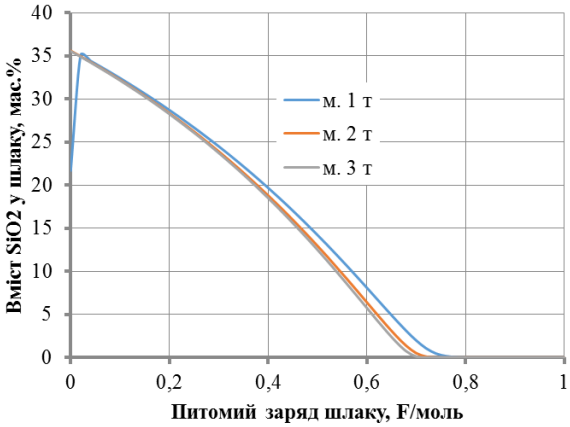
а)


Вміст SiO2 у шлаку, мас.%
40
35
30
25
20
15
10
5
0
0
0,2
0,4
0,6
0,8
1
м. 1 т
м. 2 т
м. 3 т
Питомий заряд шлаку, F/моль

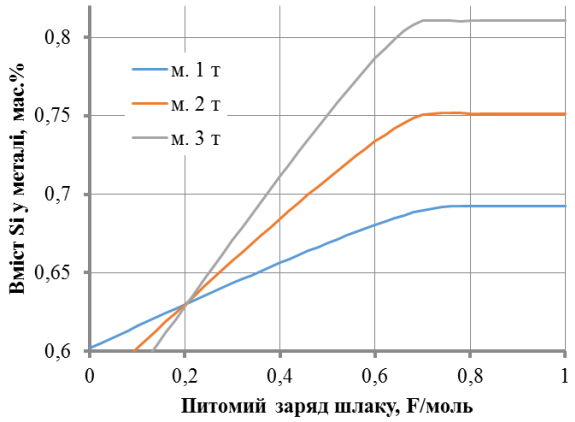
б)


Вміст Si у металі, мас.%
0,83
0,78
0,73
0,68
0,63
0
0,2
0,4
0,6
0,8
1
м. 1 т
м. 2 т
м. 3 т
Питомий заряд шлаку, F/моль

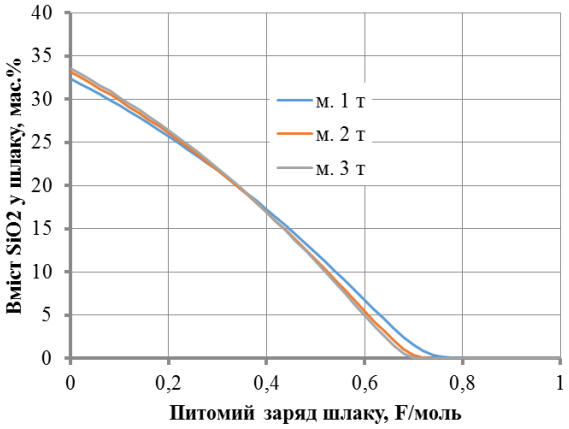
в)


Вміст SiO2 у шлаку, мас.%
40
35
30
25
20
15
10
5
0
0
0,2
0,4
0,6
0,8
1
м. 1 т
м. 2 т
м. 3 т
Питомий заряд шлаку, F/моль

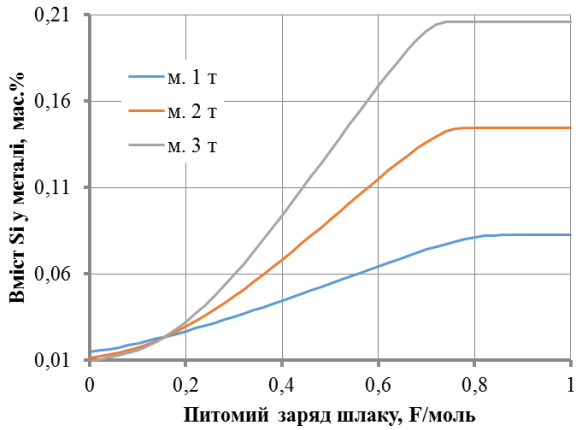
г)


Вміст Si у металі, мас.%
0,8
0,75
0,7
0,65
0,6
0
0,2
0,4
0,6
0,8
1
м. 1 т
м. 2 т
м. 3 т
Питомий заряд шлаку, F/моль

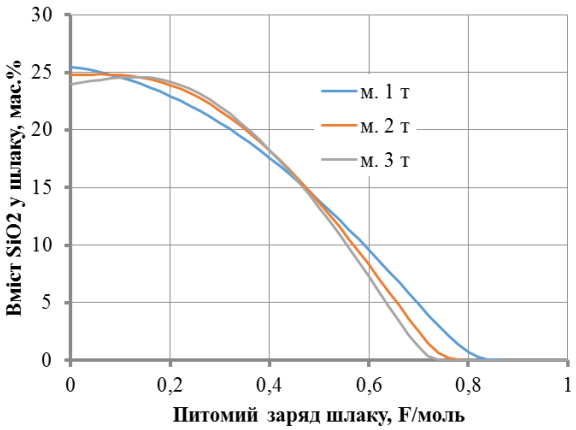
д)


Вміст SiO2 у шлаку, мас.%
40
35
30
25
20
15
10
5
0
0
0,2
0,4
0,6
0,8
1
м. 1 т
м. 2 т
м. 3 т
Питомий заряд шлаку, F/моль

е)



ж)

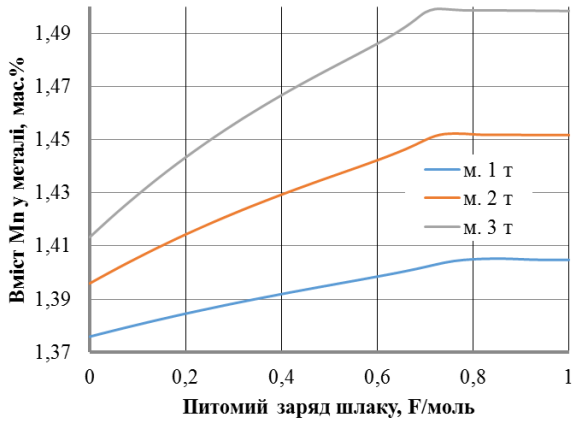


з)

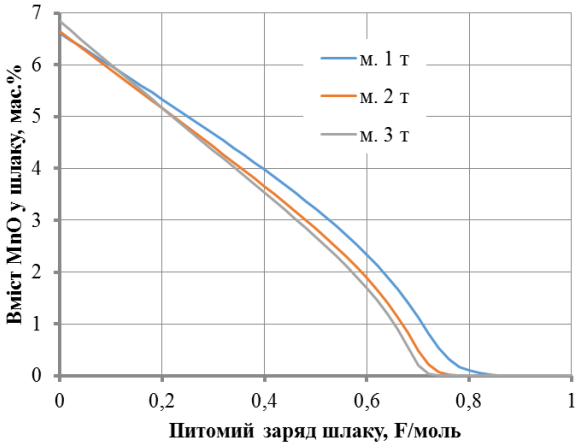
Рис. 3.2.9 Вплив питомого заряду шлаку на вміст кремнію в металі (а, в, д, ж) і шлаку (б, г, е, з) для сталей: 09Г2С (а, б), 12ГС(в, г), 30ГС (д, е), напівпродукту (ж, з).

Висновок: При підвищенні питомого заряду шлаку вміст кремнію збільшується в металі і зменшується в шлаку. Вплив маси шлаку змінюється на протилежний при перетині критичного значення питомого заряду 0,2 F/моль: при більшому заряді більша маса шлаку призводить до більшого вмісту кремнію і навпаки, при меньшому заряді більша маса шлаку призводить до меншого його вмісту в металі. Початок горизонтальних ділянок кривих вмісту кремнію у металі відповідає вичерпуванню кремнія у шлаку при q = 0,7..0,8 F/моль.

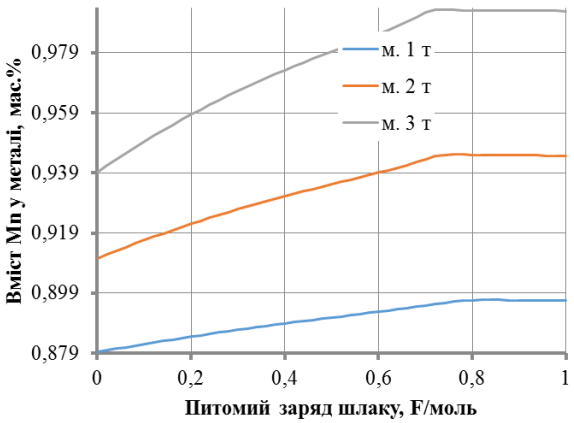
3.3.7.4 Вміст марганцю в металі та шлаку



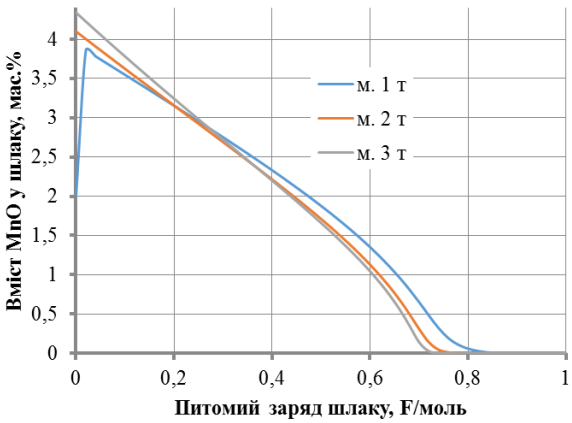
а)



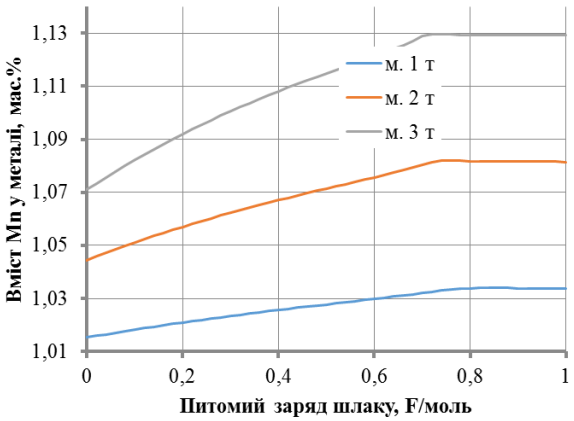
б)



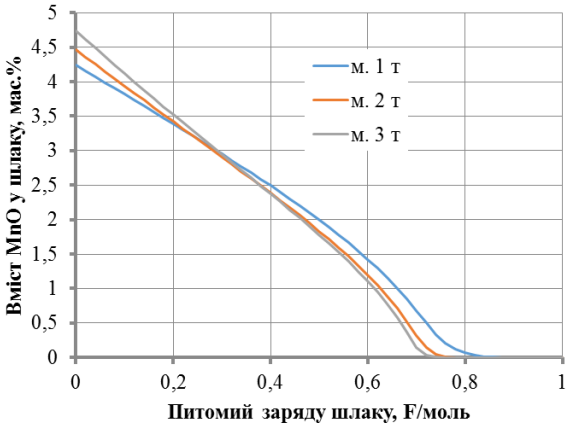
в)



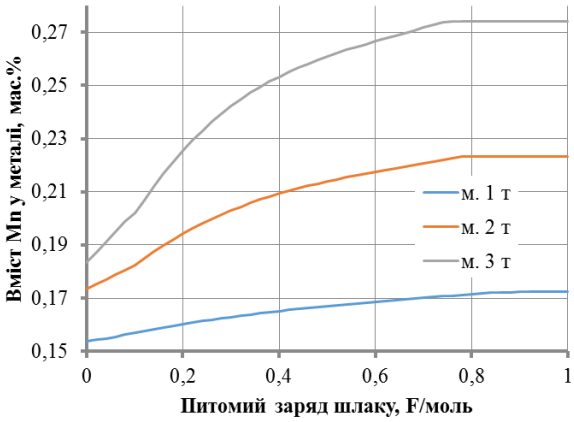
г)



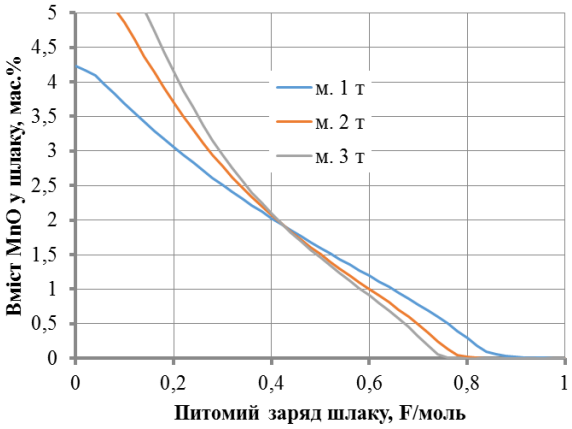
д)



е)



ж)

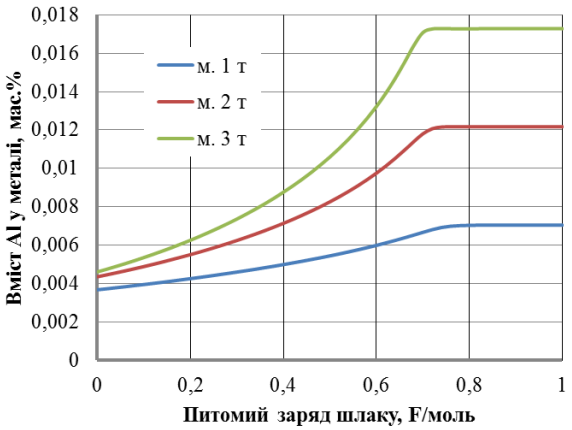


з)

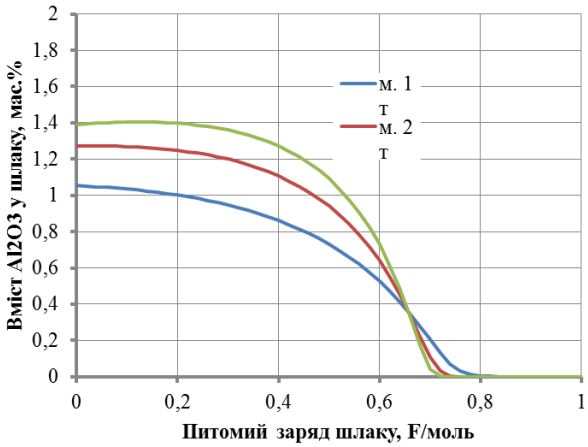
Рис. 3.2.10 Вплив питомого заряду шлаку на вміст Mn в металі (а, в, д, ж) і шлаку (б, г, е, з) для сталей: 09Г2С (а, б), 12ГС(в, г), 30ГС (д, е), напівпродукту (ж, з).

Висновок: При підвищенні питомого заряду шлаку вміст марганцю збільшується в металі і зменшується в шлаку. Вплив маси шлаку такий, що при більшому заряді більша маса шлаку призводить до більшого вмісту марганцю в металі. Початок горизонтальних ділянок кривих вмісту марганцю у металі відповідає вичерпуванню марганцю у шлаку при q = 0,7..0,8 F/моль.

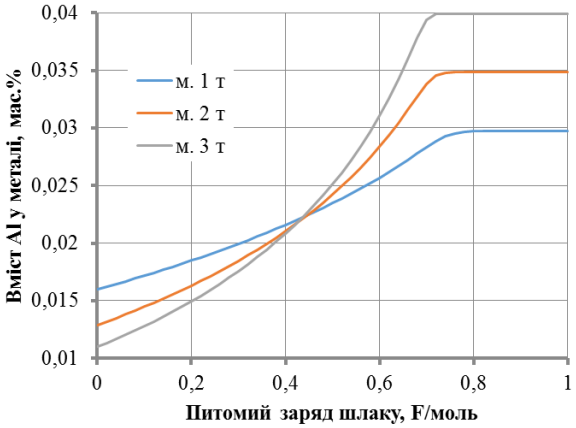
3.3.7.5 Вміст алюмінію в металі та шлаку



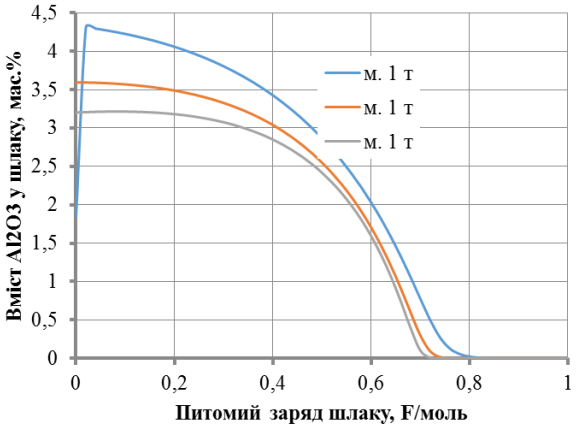
а)



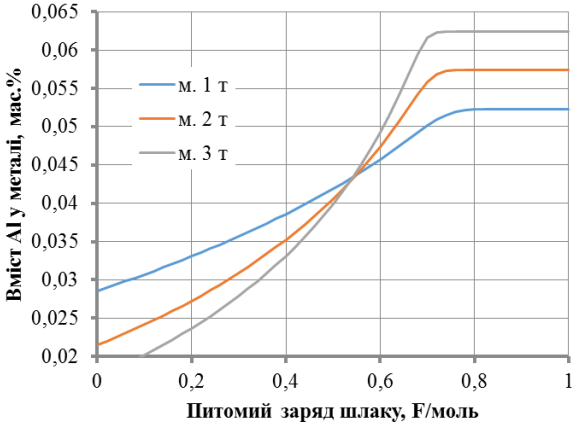
б)



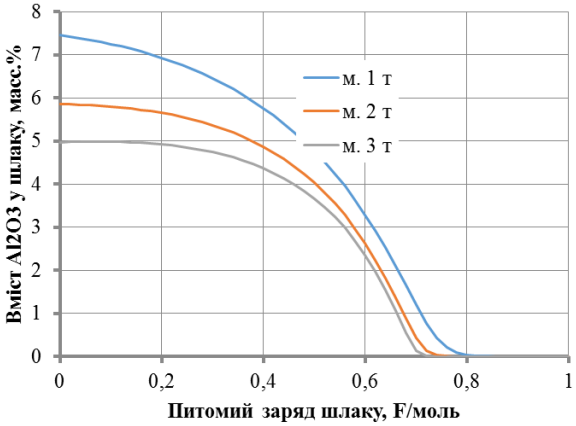
в)



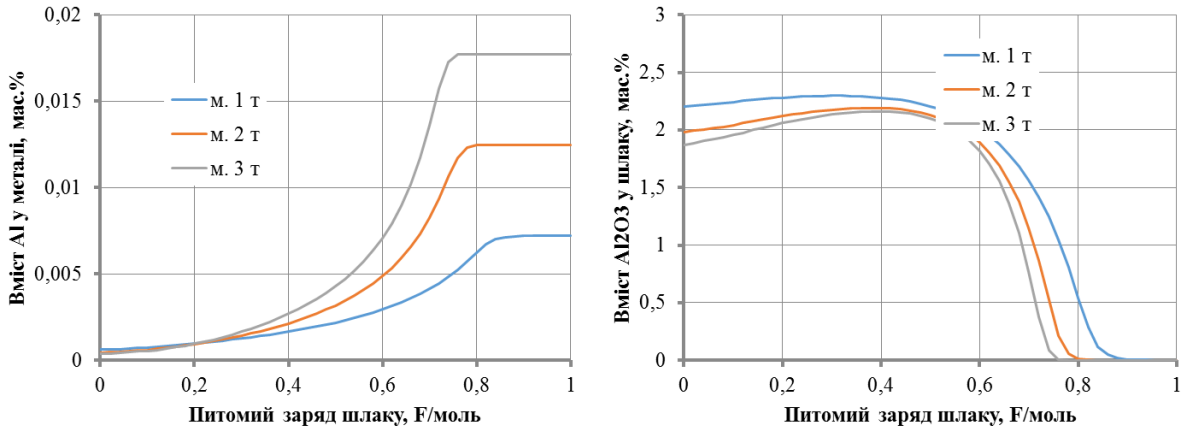
г)



д)



е)

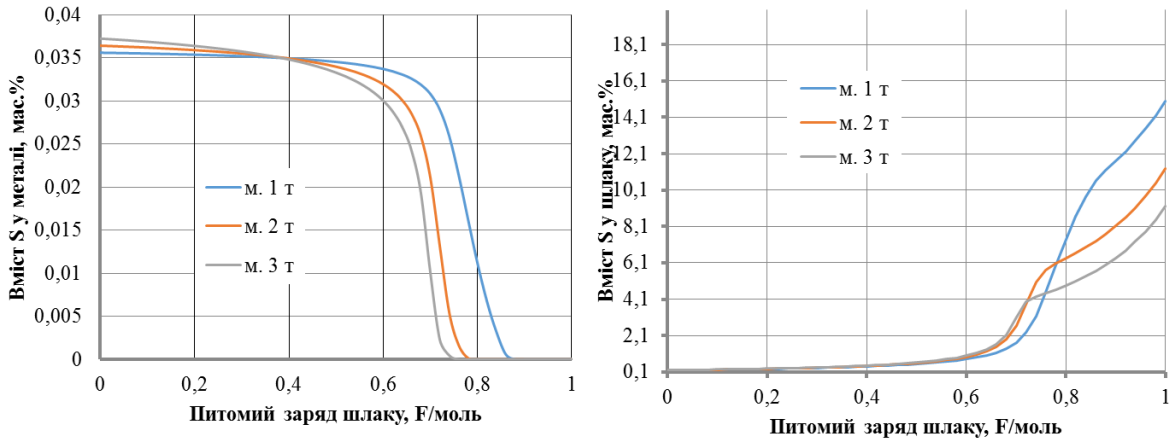


ж) з)

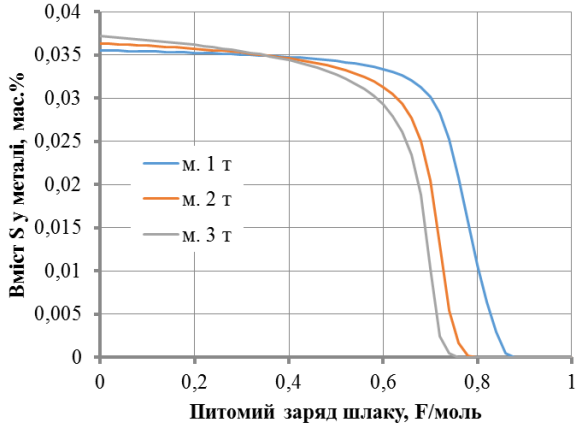
Рис. 3.2.11 Вплив питомого заряду шлаку на вміст алюмінію в металі (а, в, д, ж) і шлаку (б, г, е, з) для сталей: 09Г2С (а, б), 12ГС(в, г), 30ГС (д, е), напівпродукту (ж, з).

Висновок: При підвищенні питомого заряду шлаку вміст алюмінію збільшується в металі і зменшується в шлаку. Для сталей 12ГС та 30ГС вплив маси шлаку змінюється на протилежний при перетині критичного значення питомого заряду 0,5 F/моль: при більшому заряді більша маса шлаку призводить до більшого вмісту алюмінію і навпаки, при меньшому заряді більша маса шлаку призводить до меншого його вмісту в металі. Для інших марок сталі більша маса шлаку завжди призводить до більшого вмісту алюмінію в металі. Початок горизонтальних ділянок кривих вмісту алюмінію у металі відповідає вичерпуванню алюмінію у шлаку при q = 0,7..0,8 F/моль.

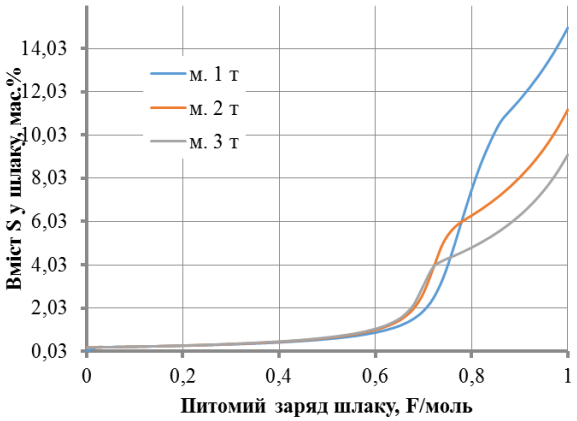
3.3.7.6 Вміст сірки в металі та шлаку



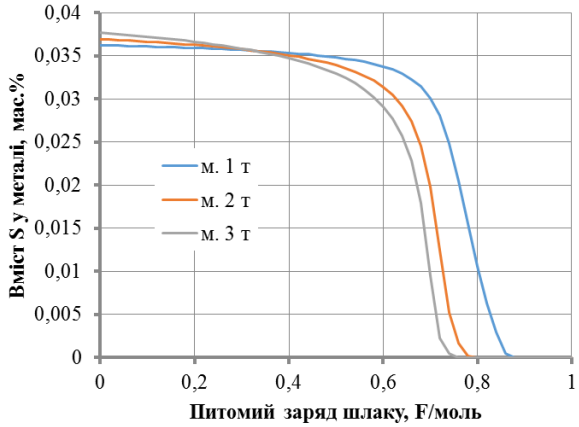
а) б)



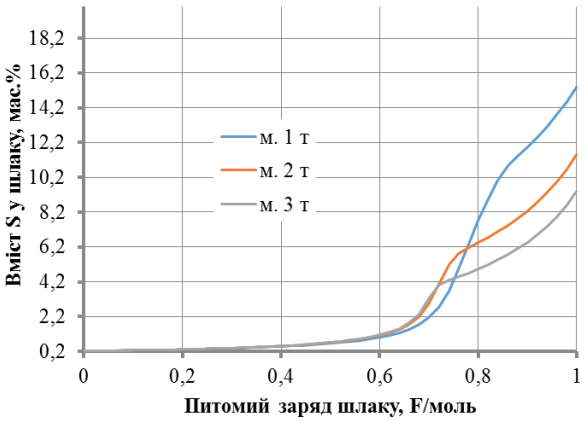
в)



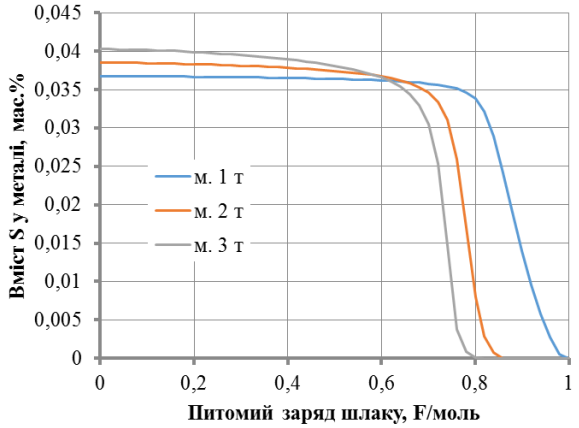
г)



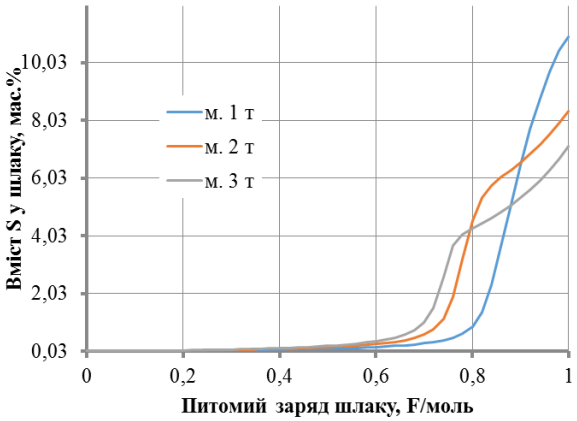
д)



е)



ж)

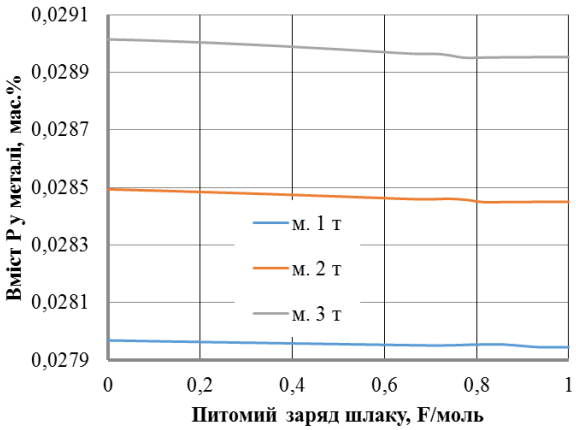


з)

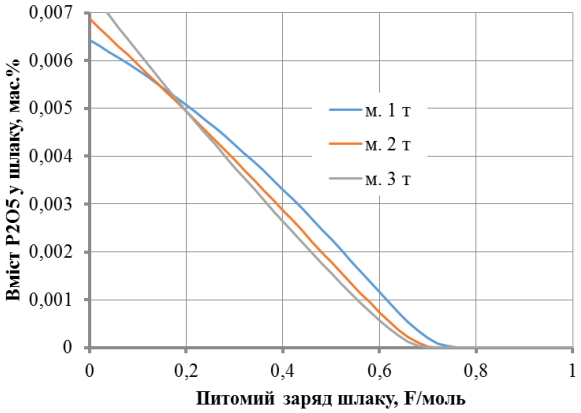
Рис. 3.2.12 Вплив питомого заряду шлаку на вміст сірки в металі (а, в, д, ж) і шлаку (б, г, е, з) для сталей: 09Г2С (а, б), 12ГС(в, г), 30ГС (д, е), Напівпродукту (ж,з).

Висновок: При підвищенні питомого заряду шлаку до 0,8 F/моль і вище рівноважний вміст сірки наближається до нуля. Варто зазначити, що фактичний її вміст залежить від кінетичних факторів. Одночасно вміст сірки значно підвищується у шлаку, що порушує його електричну нейтральність. Десульфурація відбувається ефективніше при масі шлаку 2 т і вище.

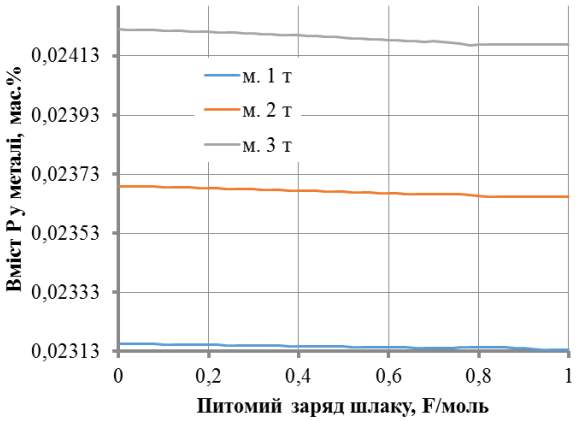
3.3.7.7 Вміст фосфору в металі та шлаку



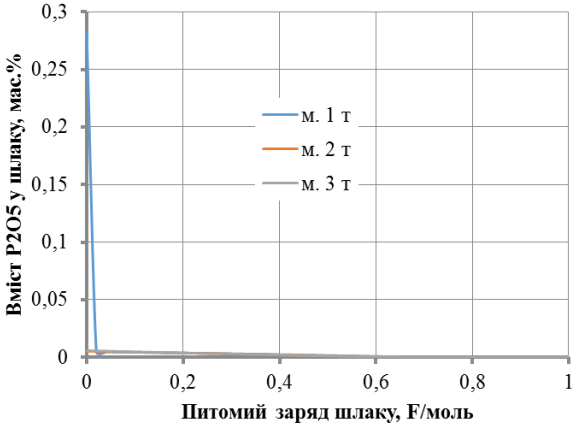
а)



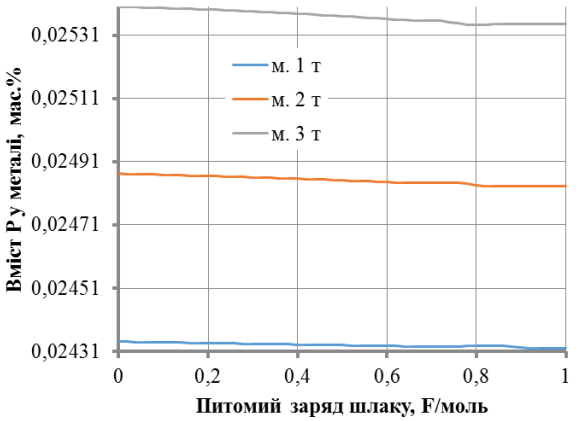
б)



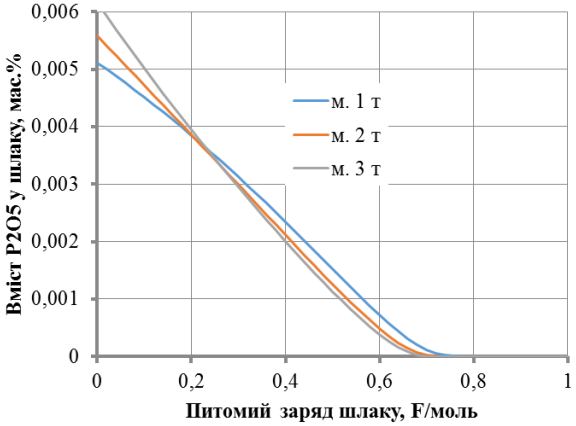
в)



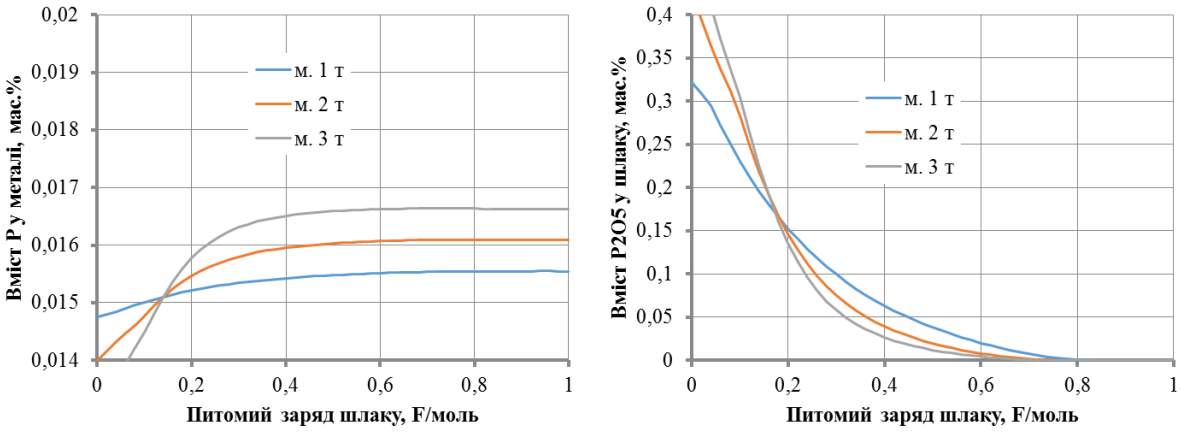
г)



д)



е)

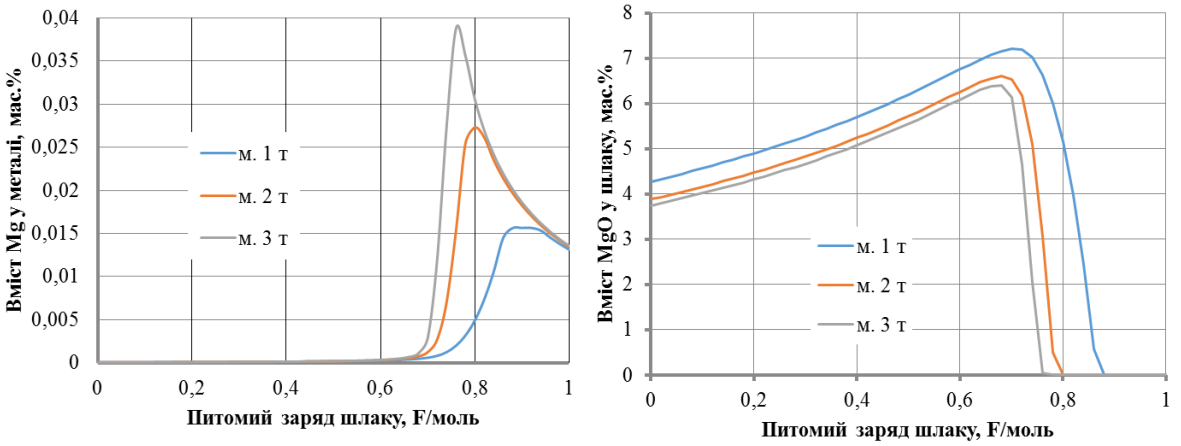


ж) з)

Рис. 3.2.13 Вплив питомого заряду шлаку на вміст фосфору в металі (а, в, д, ж) і шлаку (б, г, е, з) для сталей: 9Г2С (а, б), 12ГС(в, г), 30ГС (д, е), напівпродукту (ж, з).

Висновок: При підвищенні питомого заряду шлаку фосфор відновлюється у межах, допустимих для конструкційних сталей, якщо його вміст P_2O_5 у шлаку не перевищує 0,01%. У випадку полупродукту фосфор помітно відновлюється з фосфористого шлаку тим більше, чим більше маса шлаку.

3.3.7.8 Вміст магнію в металі та шлаку



а) б)

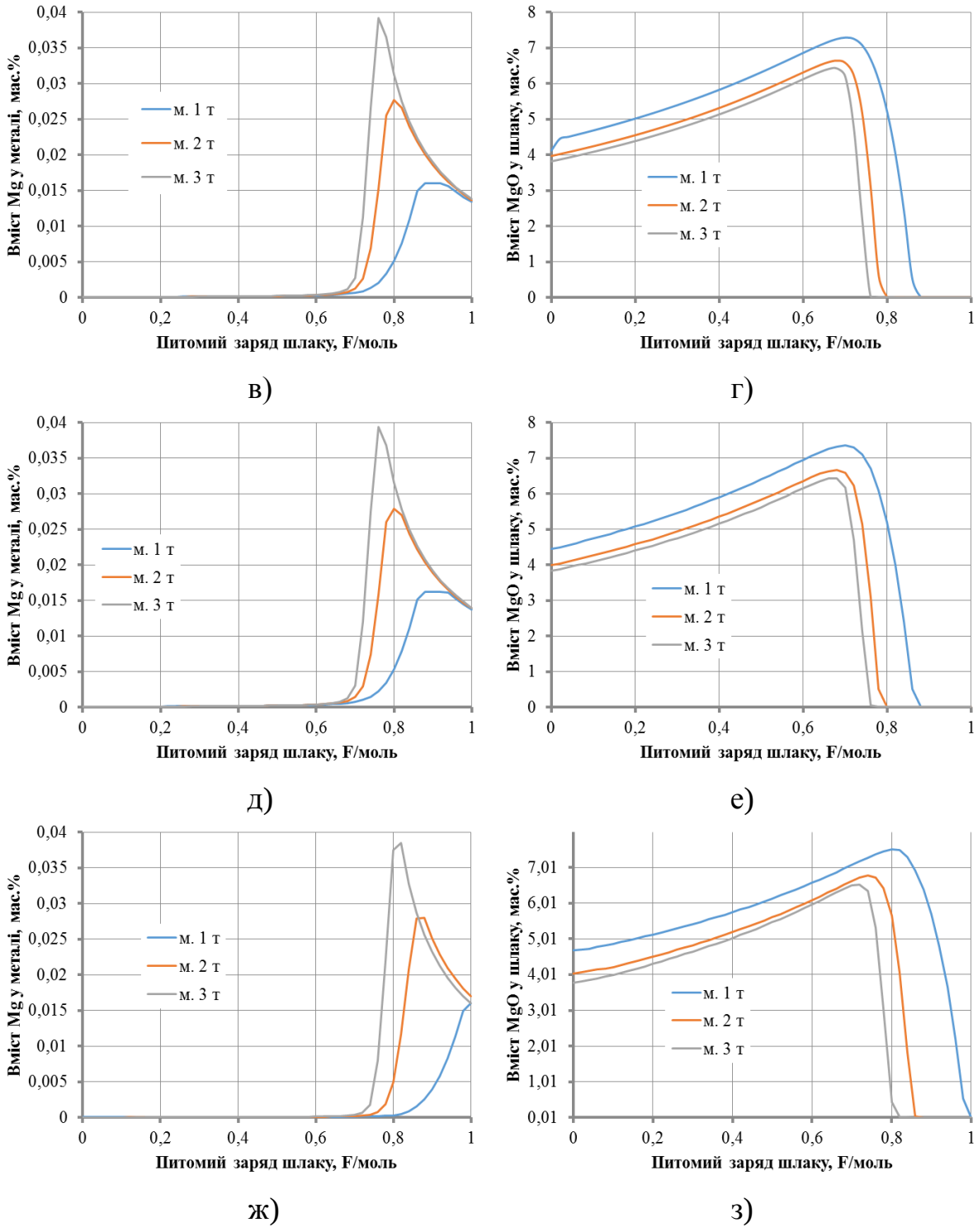
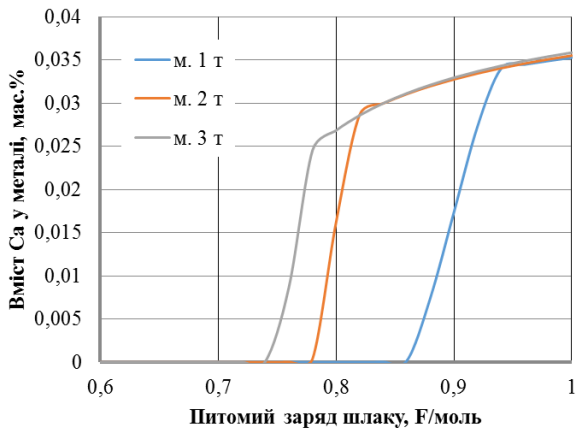


Рис. 3.2.14 Вплив питомого заряду шлаку на вміст магнію в металі (а, в, д, ж) і шлаку (б, г, е, з) для сталей: 09Г2С (а, б), 12ГС(в, г), 30ГС (д, е), напівпродукту (ж, з).

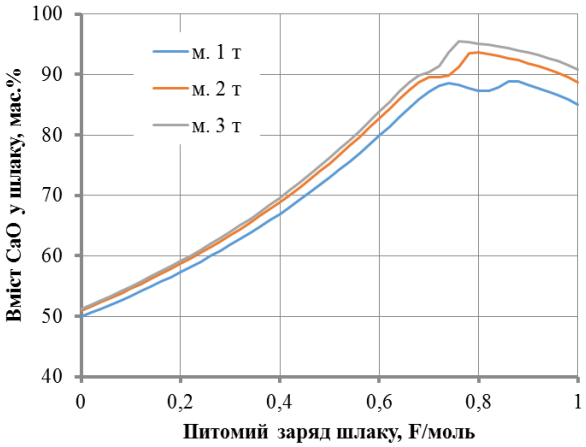
Висновок: Магній починає відновлюватись при підвищенні питомого заряду до 0,8 F/моль і більше. Спостерігається максимум вмісту цього елементу на рівні 0,015..0,035% залежно від маси шлаку і марки сталі, після

чого його вміст знижується за рахунок часткового переходу до газовой фази. Чим більше маса шлаку, тим більшу концентрацію магнію можна отримати в металі. Магній тимчасово зростає у шлаку лише відносно у масових відсотках, адже його маса у шлаку не збільшується. Залежно від марки сталі при q > 0,8 F/моль оксид магнію практично повністю зникає зі шлаку.

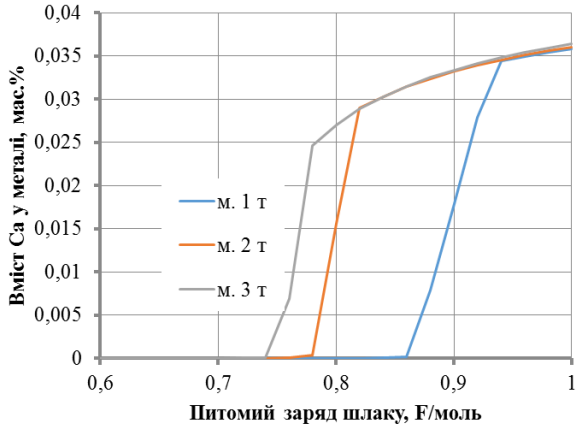
3.3.7.9 Вміст кальцію в металі та шлаку



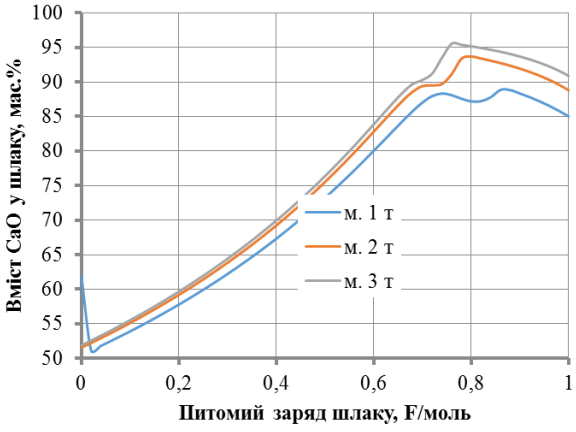
а)



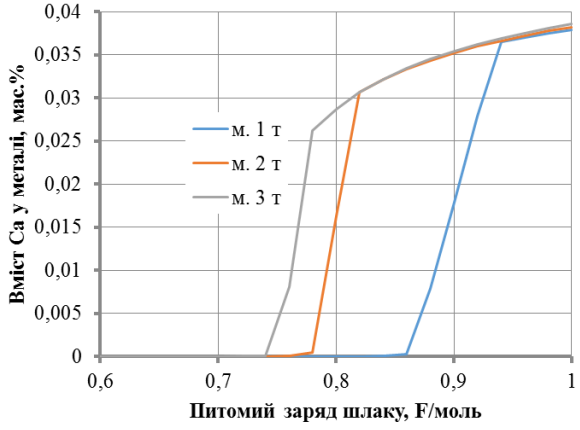
б)



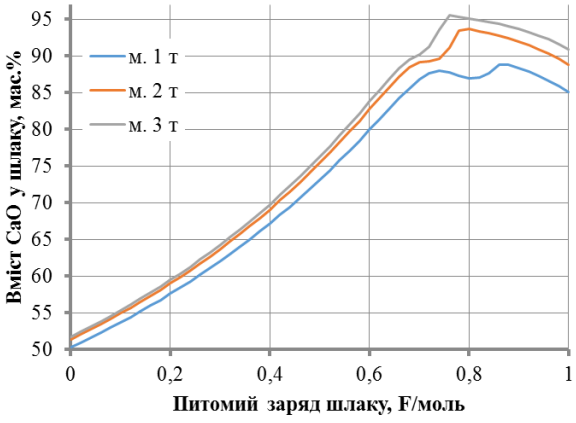
в)



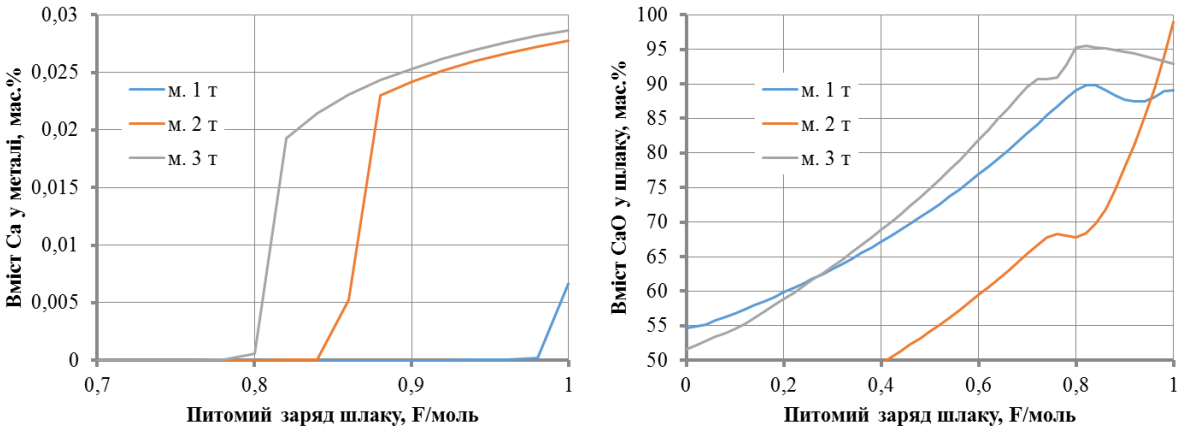
г)



д)



е)

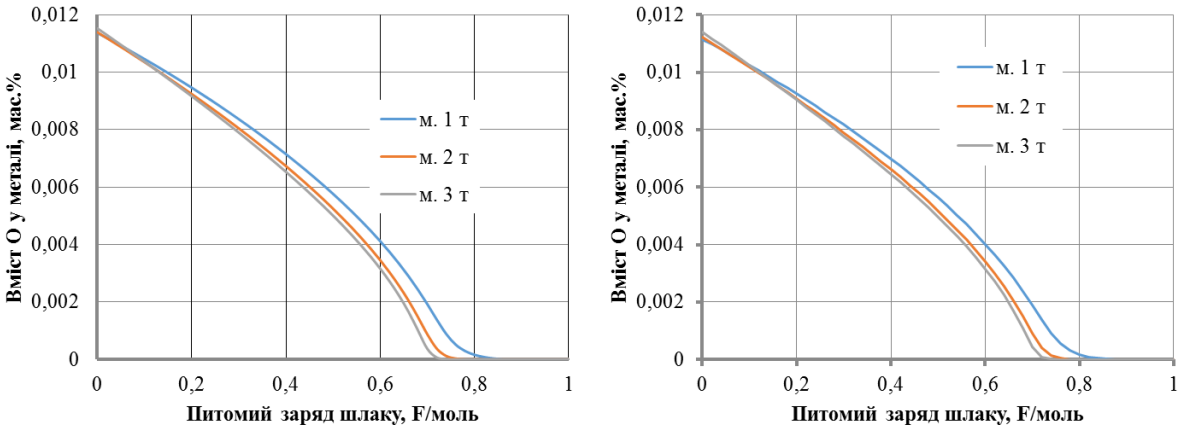


ж) з)

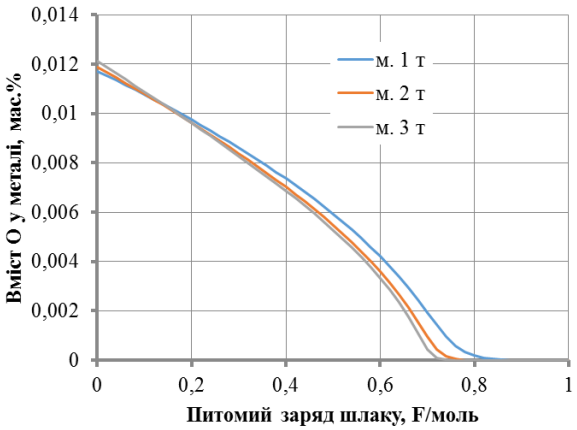
Рис. 3.2.15 Вплив питомого заряду шлаку на вміст кальцію в металі (а, в, д, ж) і шлаку (б, г, е, з) для сталей: 09Г2С (а, б), 12ГС(в, г), 30ГС (д, е), напівпродукту (ж, з).

Висновок: Кальцій починає відновлюватись при підвищенні питомого заряду до 0,8 F/моль і більше до максимального вмісту в металі 0,035..0,040%. Кальцій тимчасово зростає у шлаку лише відносно у масових відсотках, адже його маса не збільшується. На відміну від магнію вміст кальцію в металі збільшується монотонно і не переходить через максимум. Поріг крутого збільшення вмісту кальція у металі залежить від маси шлака. При збільшенні маси шлаку від 1 до 3 т цей поріг зменшується від 0,9..1 F/моль до 0,7..0,8 F/моль залежно від марки сталі.

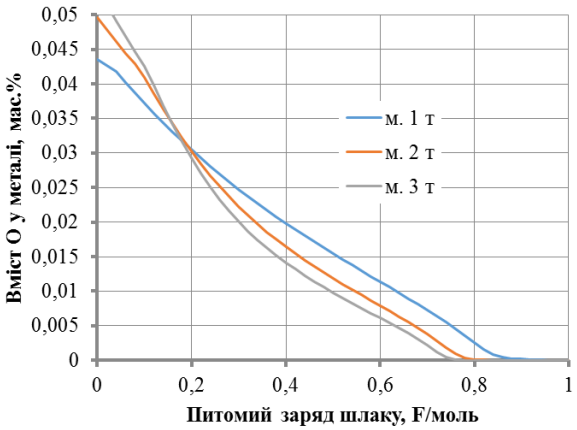
3.3.7.10 Вміст кисню в металі



а) б)



в)



г)

Рис. 3.2.16 Вплив питомого заряду шлаку на вміст кисню в металі для сталей: 09Г2С (а), 12ГС(б), 30ГС (в), напівпродукту (г).

Висновок: при підвищенні питомого заряду шлаку вміст кисню в металі монотонно знижується для всіх сталей. При q = 0,7..0,8 F/моль рівноважний вміст кисню в металі різко знижується до наднизьких величин. Як і для сірки, фактичний вміст кисню в металі залежіть від кінетичних факторів.

ВИСНОВКИ:

При нульовому заряді шлаку більша маса шлаку завжди призводить до зменшення вмісту кремнію та інших елементів у металі через гірше засвоєння, через це при випуску металу з печі завжди організується відсічення шлаку для мінімізації маси шлаку, що потрапляє у ківш.

При використанні технології ВЕЛР з позитивним зарядом шлаку навпаки приводить о збільшення вмісту кремнію. Це поясняється тим, що по досягненню питомого заряду 0,7 F/моль та вище практично весь кремній переходить із шлаку в метал.

РОЗДІЛ 4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1 Аналіз потенційно небезпечних та шкідливих чинників, що впливають на працівника лабораторії.

Дослідження отримання металевих зразків проводилися у лабораторії кафедри МТЕТБ. Для аналізу параметрів процесу вторинного електротермічного легування та рафінування сталі була використана піч Тамана.

Всі види негативних впливів, що формуються при проведенні відповідного дослідження, поділяють на основні групи: фізичні та хімічні. Фізичні фактори – рухомі машини і механізми; пересувні вироби, заготовки, матеріали; підвищені рівні шуму і вібрацій; підвищена запиленість і загазованість повітря робочої зони; підвищена температура поверхонь устаткування, матеріалів; електромагнітні випромінювання, недостатня освітленість, підвищений рівень статичної електрики, підвищене значення напруги в електричному ланцюзі та інші. Хімічні фактори – речовини та сполуки, різні за агрегатним станом і володіючи токсичною, дратівливою, канцерогенною та мутагенною дією на організм людини і впливають на його репродуктивну функцію.

Основними шкідливими чинниками в приміщенні лабораторії при проведенні досліду є загазованість, та небезпека враження електричним струмом.

Лабораторія є приміщенням легкої категорії важкості праці (виконуються легкі фізичні роботи), тому повинні дотримуватися такі вимоги:

- оптимальна температура повітря – 22 ^{o}C (допустима – 20-24 ^{o}C);

- оптимальна відносна вологість – 40-60% (допустима – не більше 75%);

- швидкість руху повітря не більше 0,1 м/с;

- допустимий рівень звукового тиску 80 дБ(а);

- загальне освітлення 50 лк;

- категорія важкості праці – легка;

- категорія напруженості праці - мало напружена.

Загазованість повітря.

Основну небезпеку представляє оксид вуглецю – газ який не має кольору, запаху і дратівливих властивостей. Токсична дія оксиду вуглецю складається в тому, що він з'єднуючись з гемоглобіном, утворює речовину, яка перешкоджає постачанню кисню тканинам, внаслідок чого наступає їх кисневе голодування.

Згідно ГОСТ 12.1.005-88 ГДК для оксиду вуглецю складає 20 мг/м^3.

Дія токсичних речовин, у даному випадку окису вуглецю, може виявлятися в гострих і хронічних отруєннях. Симптоми отруєння, як правило, виявляються відразу.

Вага отруєння при вдиханні забрудненого повітря залежить від тривалості експозиції і концентрації отрути. Чим вище концентрація отрути в навколишньому повітрі, тим скоріше проявляться і будуть тяжчі наслідки.

Так, для монооксиду вуглецю :

- при $C \cdot t < 350$ - дія непомітна;

- при $C \cdot t = 700$ - дія слабка;

- при $C \cdot t = 1000$ - головні болі і нудота;

- при $C \cdot t = 1700$ - важке отруєння

(тут С - концентрація окису вуглецю, мг/м ; t - тривалість дії, год).

Впливають і умови навколишнього середовища. При високій температурі повітря розширюються шкірні судини, підсилюється потоотделение, учащається подих, підвищується хвилинний обсяг серця; це прискорює проникнення отрут в організм. Висока температура впливає на

швидкість випару і летючість речовини, що підсилює небезпеку забруднення повітря. Вологість повітря підвищує токсичність речовин. Тому небезпека отруєння зростає саме в жаркий час року.

Для забезпечення необхідного по санітарних нормах якості повітряного середовища необхідна постійна зміна повітря в приміщенні. Потрібно постійно видаляти "відпрацьоване" (забруднене) повітря і передбачати надходження чистого зовнішнього повітря, тобто здійснювати повітрообмін. Видалення з приміщення забрудненого повітря здійснюється витяжною вентиляцією (витяжкою).

Теплове випромінювання.

Основним джерелом надходження теплоти у виробничому приміщенні є піч Тамана.

Тепловиділення і створювані ними надлишки тепла - найбільше що часто зустрічається шкідливість.

Як відомо, у перший період, що безпосередньо настає після розігріву печі, частина теплоти витрачається на розігрів її маси, інша частина теплоти надходить у приміщення і може являти собою надлишкову теплоту, що видаляється засобами вентиляції. При зупинці печі виділення теплоти у повітря приміщення буде продовжуватися, поступово загасаючи і припиняючи після охолодження устаткування до температури навколишнього середовища. Отже, тепловиділення від печі Тамана в приміщенні не постійно в часі.

Визначення тепловиділення печі є складною задачею, тому що тепловіддача її не постійна і міняється в залежності від режиму роботи, ступеня зношеності устаткування; крім того, конструктивне оформлення грубного устаткування по-різному.

Поразка електричним струмом

Основні причини нещасливих випадків від впливу електричного струму наступні:

- випадковий чи дотик наближення на небезпечну відстань до струмоведучих частин, що знаходиться під напругою;
- поява напруги на металевих конструктивних частинах електроустаткування - у результаті ушкодження ізоляції й інших причин;
- поява напруги на відключених струмоведучих частинах, на яких працюють люди, унаслідок помилкового включення установки;
- виникнення крокової напруги на поверхні землі в результаті замикання проводу на землю.

На рівень електротравматизму впливають недоліки в конструкції і монтажі устаткування, недоліки в експлуатації, незадовільна організація робочих місць, недостатній інструктаж і т.д.

Проходячи через організм, електричний струм робить термічну, електролітичну і біологічну дії.

Термічна дія виражається в опіках окремих ділянок тіла, нагріванні кровоносних судин, нервів і інших тканин. Електролітична дія виражається в розкладанні крові й інших органічних рідин, що викликає значні порушення їхній фізико - хімічних складів.

Біологічна дія є особливим специфічним процесом, властивим лише живої матерії. Воно виражається в роздратуванні і порушенні живих тканин організму (що супроводжується мимовільними судорожними скороченнями м'язів), а також у порушенні внутрішніх біоелектричних процесів, що протікають у нормально діючому організмі і найтіснішому образі зв'язаних з його життєвими функціями. У результаті можуть виникнути різні порушення в організмі, у тому числі порушення і навіть повне припинення діяльності органів подиху і кровообігу. Дратівна дія струму на тканині організму може бути прямою, коли струм проходить безпосередньо по цих тканинах, і

рефлекторною, тобто через центральну нервову систему, коли шлях струму лежить поза цими тканинами.

Це різноманіття дій електричного струму нерідко приводить до різних електротравмам, що умовно можна звести до двох видів: місцевим електротравмам (електричні опіки, електричні знаки, металізація шкіри, механічні ушкодження) і загальним електротравмам (електричним ударам).

Результат електротравм залежить від ряду факторів - умов зовнішнього середовища і параметрів організму людини. До умов зовнішнього середовища відносяться, насамперед, характер включення тіла людини в електричний ланцюг, сила струму і напруга в ланцюги, тривалість його впливу. Велике значення мають температура і вологість навколишнього середовища, з підвищенням якої вага результату зростає. На результат поразки електричним струмом впливають стомлення і хворобливий стан.

На результат поразки впливає і тривалість впливу струму. При цьому змінюється електричний опір тіла людини, що має на увазі вплив нагріву і пробивання рогового шару шкіри. При короткочасному впливі струму вага поразки залежить від фази роботи серця в момент проходження струму. Так, проходження струму через серце в стадії розслаблення (період між послідовними скороченнями і розширеннями передсердь і шлуночків серця, що триває близько 0,1 с) особливо небезпечно.

4.2 Інженерна розробка захисту від небезпечних і шкідливих факторів виробничого середовища та заходи з поліпшення умов праці

Видалення з приміщення забрудненого повітря здійснюється витяжною вентиляцією (витяжкою). При видаленні шкідливостей безпосередньо з місця їхнього виділення досягається найбільший ефект дії вентиляції, тому що при цьому не відбувається забруднення великих обсягів повітря і можна видалити

малими обсягами повітря виділювані шкідливості. Такий спосіб вентилювання носить назву місцевої витяжної вентиляції.

Уловлювання шкідливостей у місці їхнього утворення виробляється за допомогою так званих місцевих відсмоктувачів.

Вони попереджають поширення шкідливостей по приміщенню, і, тим самим ефект дії вентиляції досягається при мінімальному повітрообміні і мінімальних капітальних витратах. Застосування місцевих відсмоктувачів дозволяє вирішувати основну задачу вентиляції - санітарно-гігієнічну.

Конструктивне оформлення місцевих відсмоктувачів визначається характером виділення шкідливостей і особливістю технологічного процесу. При розташуванні місцевого відсмоктівача поза джерелом виділення шкідливості, над ним чи збоку, він конструктивно виконується у виді витяжних зонтів.

Витяжний зонт являє собою металевий ковпак, розташовуваний над джерелом шкідливих виділень. Всмоктувальний перетин ковпака має форму, що геометрично подібна горизонтальній проекції дзеркала шкідливих виділень. Зонт повинен уловити всю кількість повітря, що підтікає до нього. Чим далі прийомний отвір від джерела виділення шкідливих речовин, тим більший обсяг повітря потрібно видаляти. Через зонт повинна віддалятися сумарна кількість повітря, що складається з початкової маси, що виділяється джерелом, і маси повітря, що приєдналося, по шляху від джерела до зонту. Якщо кількість повітря, що видаляється зонтом, буде меншою, то зонт буде переповнятися і частина забрудненого повітря буде надходити в приміщення. Тому необхідно, щоб швидкості всмоктування в просторі між поверхнею джерела виділень і приймальним отвором зонту були достатніми для захоплення газу під зонт (без вибивання в приміщення), швидкості по всій площині вхідного отвору зонту - рівномірні, а обсяг повітря, що відсмоктується - більше обсягу струменя, що підтікає. Для уловлювання

зонтом забрудненого нагрітого повітря необхідно правильно визначити його обсяг на рівні зонту. Рішення цього питання ґрунтується на знанні закономірностей конвективних (теплових) струменів.

Зонт є досить ефективним при стійких конвективних потоках, що мають осьову швидкість на рівні всмоктувального отвору не менш 1 м/с.

Важливою умовою роботи зонту, що впливає на рівномірність швидкості всмоктування в прийомному перетині зонту, є кут розкриття зонту. Забезпечити рівномірну швидкість всмоктування можна тільки при куті розкриття до 60°.

Основна вимога, пропонована до зонтів, - уловлювати максимальну кількість шкідливостей при мінімальній витраті повітря; конструктивні їхні елементи не повинні заважати виконанню робочих операцій.

Для попередження або зменшення впливу на працюючих небезпечних і шкідливих виробничих факторів в лабораторії застосовують засоби захисту. В кожному випадку вибір таких засобів здійснюється у відповідності з вимогами безпеки для даного вигляду робіт.

Засоби колективного захисту робітників, які застосовуються в залежності від їх призначення підрозділяються на декілька класів:

- Засоби захисту від впливу механічних факторів – відгороджуючі, запобіжні і гальмівні пристрої; засоби автоматичного контролю, сигналізації і дистанційного керування; знаки безпеки.

Призначення огороджуючих пристроїв – попереджувати механічний вплив фізичних небезпечних факторів на людину. По конструкції огороджуючі пристрої бувають стаціонарні і пересувні.

Обмежувальні пристрої – це конструкції, які обмежують зону, де можливий вплив на людину небезпечних і шкідливих виробничих факторів. Найбільш розповсюдженими видами обмежувальних пристроїв є бар’єри, перила, поручні та ін.

Запобіжні пристрої призначені для попередження виникнення небезпечних виробничих факторів при перенавантаженнях або перевищенні заданих параметрів шляхом нормалізації параметрів процесу або відключення обладнання.

- Засоби нормалізації повітряного середовища виробничих приміщень і робочих місць; засоби опалення, вентиляції, очистки, кондиціонування повітря, а також засоби локалізації шкідливих факторів і прилади контролю і сигналізації.

Вентиляція – організований повітрообмін – застосовується для створення нормальних метеорологічних умов, видалення шкідливих речовин. Вентиляція буває природною (аерація), механічною, місцевою.

Кондиціонування – це подача повітря з заданими параметрами (температура, вологість, швидкість руху).

Нормалізація метеорологічних умов в виробничих приміщеннях безпосередньо пов’язана з необхідністю підтримання визначеної температури повітря шляхом опалення. В тих приміщеннях, де температура повітря підтримується завдяки тепловим виділенням від технологічного обладнання і металу, передбачається резервне опалення, яке дозволяє підтримувати в холодний період року температуру не менше 5 ^{o}C.

- Засоби захисту від інфрачервоного випромінювання - відгороджуючі, герметизуючі і теплоізолюючі пристрої; засоби автоматичного контролю і управління.

Найбільш розповсюдженим і простим способом захисту від теплового опромінення є екранування. Екрани застосовують для екранування або джерел опромінення, або робочих місць від впливу променевої енергії.

- Засоби захисту від шуму – відгороджуючі, звукопоглинальні і звукоізоляційні пристрої, а також глушники шуму.

Звукопоглинання. Торкаючись з огороджуючою поверхнею, звукові хвилі втрачають частину своєї енергії, яка втрачається на приведення в коливання огородження; при цьому частина механічної енергії переходить в теплову в порах облицьованого матеріалу.

Звукоізоляція – це властивість огороджень знижувати рівень звуку, який через них проходить.

- Засоби захисту від ураження електричним струмом – прилади автоматичного контролю і сигналізації; ізолюючі пристрої і покриття; улаштування захисного заземлення, занулення, вирівнювання потенціалів, захисного відключення.
- Засоби захисту від високих і низьких температур – відгороджуючі, термоізолюючі прилади; засоби радіаційного обігріву і охолодження.
- Засоби нормалізації освітлення виробничих приміщень і робочих місць – джерела світла, освітлювальні прилади, світлові пройми, світлозахисні пристрої і фільтри.

До засобів індивідуального захисту відносяться прилади і приспособлення для захисту органів дихання , зору, слуху, голови, рук, ніг та шкіри.

Спеціальний одяг служить для захисту робітника від несприятливих впливів виробничого середовища і небезпечних факторів виробництва, не порушуючи при цьому нормального функціонування організму. Для виготовлення спецодягу, який використовують для захисту від теплових впливів використовують льняні тканини.

Для захисту рук використовують рукавиці.

Для захисту очей від впливу енергії випромінювання використовують окуляри зі світлофільтрами.

Для захисту органів дихання використовують респіратори. Найбільш ефективним є респіратор «пелюсток». Опір диханню цих приладів повинен бути не великим (до 50 Н/м^2).

Для захисту органів слуху застосовують зовнішні і внутрішні противошуми (антифони). Як зовнішні противошуми рекомендують використовувать шумозахисні навушники, які покривають вушну раковину, як внутрішні противошуми – заглушки, вкладиші, які вставляють в зовнішній слуховий прохід.

4.3 Електробезпека

Пристрій і експлуатація електротехнічних установок повинні відповідати обов'язковим для всіх підприємств «Правилам пристрою електротехнічних установок (ПУЭ)» і «Правилам технічної експлуатації і безпеки обслуговування електроустановок промислових підприємств».

Для безпечної експлуатації електротехнічних установок важливе значення мають виробничі умови, що характеризуються особливостями навколишнього середовища, ступенем приступності електричного устаткування, напругою електричного струму.

Основними мірами захисту від поразки струмом є: забезпечення неприступності струмоведучих частин, що знаходяться під напругою, для випадкового дотику; електричний поділ мережі; усунення небезпеки поразки з появою напруги на різних частинах електроустаткування, що досягається застосуванням малих напруг, використанням подвійної ізоляції, вирівнюванням потенціалу, захисним заземленням, зануленням, захисним відключенням і ін.; застосування спеціальних електрозахисних засобів - переносних приладів і пристосувань; організація безпечної експлуатації електроустановок .

4.4 Пожежна безпека

Будівлю, в якій знаходиться лабораторія, по вибуховій і пожежній небезпеці можна віднести до приміщення категорії Д, оскільки в лабораторії є горючі (книги, документи, меблі) і важкоспалимі речі (різне лабораторне устаткування), які при взаємодії з вогнем можуть горіти без вибуху. За конструктивними характеристиками будівлю можна віднести до будівель з несучими та огороджувальними конструкціями з природних або штучних кам'яних матеріалів, бетону або залізобетону, де для перекриттів допускається використання дерев'яних конструкцій, захищених штукатуркою або важко горючими листовими, а також плитковими матеріалами. Отже, ступінь вогнестійкості будівлі можна визначити як третю (III).

Причинами виникнення пожежі в лабораторії можуть бути:

- несправності електропроводки, розеток і вимикачів, які можуть призвести до короткого замикання або пробою ізоляції;

- використання пошкоджених (несправних) електроприладів;

- використання в приміщенні електронагрівальних приладів з відкритими нагрівальними елементами;

- виникнення пожежі внаслідок попадання блискавки в будинок;

- загоряння будівлі внаслідок зовнішніх впливів;

- неакуратне поводження з вогнем та недотримання заходів пожежної безпеки.

Для гасіння пожеж в лабораторії використовується вуглекислотний вогнегасник ОУ-5 та ручний пожежний інструмент – гаки, ломи, сокири, відра, лопати, ножиці для різання металу. Інструмент розміщується на видному і доступному місці на стендах та щитах.

Для швидкого виявлення та повідомлення про місце виникнення пожежі в лабораторії є автоматична пожежна сигналізація АДС (автоматичний димовий сповіщувач) і автоматична система пожежогасіння.

Для зв'язку використовують телефон, радіотелефон, радіо чи інші засоби першої зв'язку, що знаходяться у вищому навчальному закладі.

Необхідними заходами для запобігання пожежі є своєчасний ремонт електроприладів, якісне виправлення поломок, не використання несправних електроприладів, протипожежний інструктаж, на якому працівники ознайомлюються з правилами протипожежної безпеки та використання первинних засобів пожежогасіння.

Особливу увагу необхідно приділяти евакуації людей з приміщень. Евакуація проводиться за заздалегідь спланованими шляхами. Схеми евакуації розташовані в доступних для погляду людини місцях.

ВИСНОВКИ

Використання методу ВЕЛР для обробки сталі в модернізованих установках піч-ковш дозволяє отримати наступні основні переваги:

1. Економія дорогих феросплавів, синтетичних шлаків і порошкоподібних модифікаторів.

2. Можливість утилізації рядових конвертерних, мартенівських і доменних шлаків.

3. Можливість проведення глибокого розкислення та десульфурації без введення реагентів, що підвищують вміст неметалевих включень.

4. Можливість введення в розплав високоактивних легуючих добавок з максимальним ступенем засвоєння.

5. Зменшене газовиділення і пилоутворення в порівнянні з існуючими методами легування і розкислення сталі.

6. ВЕЛР є новим процесом позапічної обробки сталі. Його можливості та особливості технологічної реалізації знаходяться в стадії вивчення та розробки. Однак перераховані переваги ВЕЛР дозволяють припустити, що цей процес, поряд з іншими методами позапічної обробки сталі, знайде широке застосування в металургійному виробництві.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАНЬ

1. Харченко О. В., Пономаренко А. Г. Термодинамічний моделювання системи метал–шлак–газ з урахуванням тепла хімічних реакцій. Металургійна та гірничорудна промисловість. 2004. №8. С. 40–43.

2. Lupis C. H. P. Chemical Thermodynamics of Materials. Prentice Hall, 1993. 602 p. ISBN-13 978-0444007797.

3. Трусов Б. Г. Астра–4/рс, версія 1.07. [Електронний ресурс]. 1991.

4. Харченко О. В., Пономаренко А. Г., Корзун Є. Л. Термодинамічна модель багатокомпонентної конденсованої фази. Металургійна та гірничорудна промисловість. 2004. №8. С. 135–139.

5. Пономаренко А. Г., Мавренова Е. П. Питання термодинаміки фаз змінного складу, що мають колективну електронну систему. Оцінка енергетичних параметрів. ЖФХ. 1974. Т.48. № 7. С. 1672–1674.

6. Харченко О. В., Пономаренко А. Г. Експериментальні основи термодинамічної моделі колективізованих електронів. Зб. наукових праць ДонНТУ. Серія: Металургія. Вип. 66. 2003. С. 17–24.

7. Скрябін В. Г., Скрябін Д. В. Модель розрахунку середньої температури металу в надпотужній ДСП та її застосування в АСУТП. Матеріали 2–й межд. науково–практичній конференції «Автоматизовані пічні агрегати та енергозберігаючі технології у металургії» (3–5 грудня 2002 р). С. 466–468.

8. Харченко А. В., Пономаренко А. Г., Довгонюк С. В. Диференціальні коефіцієнти засвоєння в комп'ютерних системах управління плавкою та позапечною обробкою сталі. Металургійна та гірничорудна промисловість. 2002. №10. С. 131–137.

9. Харченко О. В. Термодинамічне моделювання системи “метал–шлак–газ” з урахуванням ентальпійного теплового балансу. Метал та лиття України. 2005. №6. С. 13–17.

10. Харченко О. В., Пономаренко О. Г. Про кінетику міжфазного масопереносу в металургійних агрегатах. Метал та лиття України. 2002. №12. С. 41–42.

11. Харченко О. В. Оптимізація позапічної обробки та легування стали на основі вирішення зворотного завдання термодинамічного аналізу. Металургійна та гірничорудна промисловість. 2004. №8. С. 115–120.

12. Харченко О. В., Пономаренко А. Г., Храпко С. А. Розробка інформаційно–технологічної системи "Форвард" для управління металургійними процесами в реальному масштабі часу. Вісті ВНЗ. Чорна металургія. 1991. № 12. С. 89–91.

13. Дакуорт У. Є., Хойл Дж. Електрошлаковий переплав. К.: Наукова думка, 2003. 222 с.

14. Пономаренко А. Г. Питання термодинаміки фаз змінного складу, що мають колективну електронну систему. Основні співвідношення. ЖФХ. 1974. Т.48. № 8. С. 950–958.

15. Харченко О. В., Лічконенко Н. В. Комп’ютерна програма «Excalibur». Свідоцтво України про реєстрацію авторського права на твір №111007 від 12.01.2022 р.

16. Храпко С.А. Термодинаміка та кінетика взаємодії фаз при позапічній обробці. Металургійна та гірничодобувна промисловість. 2002. № 10. С. 121–123.

17. Харченко О. В., Синяков Р. В., Воденніков С. А. Спосіб позапічної обробки сталі. Патент України №132087, зареєстрований в Державному реєстрі патентів України на корисні моделі 11.02.2019.