

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ

ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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


Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота / проєкт

другий (магістерський)

(рівень вищої освіти)

До зачету

01.12.23р.

на тему Розробка ресурсозберігаючих технологій з використанням
металургійних відходів

Виконав: студент II курсу, групи 8.1362-мчм
спеціальності 136 Металургія

(код і назва спеціальності)

освітньої програми Металургія чорних металів

(код і назва освітньої програми)

спеціалізації

(код і назва спеціалізації)

Р.І.Гузенко

(ініціали та прізвище)

Керівник доц., к.т.н., доц. Кириченко О.Г.

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

Рецензент зав.каф., д.т.н., проф. Белоконь Ю.О.

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

Запоріжжя

2023

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ**

Кафедра Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки
 Рівень вищої освіти другий (магістерський)
 Спеціальність 136 Металургія
(код та назва)
 Освітня програма Металургія чорних металів
(код та назва)
 Спеціалізація _____
(код та назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри

« 07 » 05 2023 року

З А В Д А Н Н Я

НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ/ПРОЄКТ СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)

Гузенку Руслану Івановичу

(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проєкту) Розробка ресурсозберігаючих технологій з використанням металургійних відходів

керівник роботи Кириченко Олексій Геннадійович, к.т.н., доц.

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

затверджені наказом ЗНУ від « 09 » жовтня 2023 року № 1580-с

2 Строк подання студентом роботи 10.12.2023



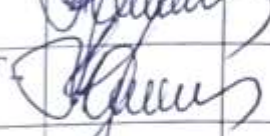
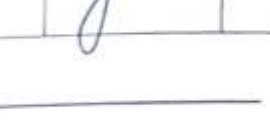
3 Вихідні дані до роботи Дослідити технологічні можливості використання металургійних відходів у сталеплавильному виробництві

4 Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити)

Реферат; вступ; Загальна частина. Аналіз технологій переробки залізовмісних відходів у чорній металургії; Матеріальний баланс конвертерної плавки; Технологічна частина; Розробка і впровадження технології переробки і використання шлаків в металургійному виробництві; Охорона праці та техногенна безпека; Висновки; Перелік джерел посилання; Додаток А

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

6 Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
Загальна частина. Аналіз технологій переробки залізовмісних відходів у чорній металургії	Кириченко О.Г., доцент		
Матеріальний баланс конвертерної плавки	Кириченко О.Г., доцент		
Розробка і впровадження технології переробки і використання шлаків в металургійному виробництві	Кириченко О.Г., доцент		
Охорона праці та техногенна безпека	Кириченко О.Г., доцент		


7 Дата видачі завдання _____

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Вступ, реферат	21.11-25.11.2023	
2	Загальна частина. Аналіз технологій переробки залізовмісних відходів у чорній металургії	26.11-30.11.2023	
3	Матеріальний баланс конвертерної плавки	01.12-04.12.2023	
4	Розробка і впровадження технології переробки і використання шлаків в металургійному виробництві	05.12-08.12.2023	
5	Охорона праці та техногенна безпека	09.12-10.12.2023	
6	Висновки, перелік джерел посилання	10.12.2023	

Студент  (підпис) Р.І.Гузенко (ініціали та прізвище)Керівник роботи (проекту)  (підпис) О.Г.Кириченко (ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер  (підпис) Ю.О.Белоконь (ініціали та прізвище)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка: 99 с., 51 табл., 18 рис., 1 дод., 16 джерел

ДЕСУЛЬФУРАЦІЯ, ЗАЛІЗОВМІСНІ ВІДХОДИ, ПЕРЕРОБКА, СТАЛЬ, ШИХТОВІ МАТЕРІАЛИ, ЧАВУН, ШЛАК.

Об'єкт дослідження – ресурсозберігаючі технології в сталеплавильному виробництві.

Предмет дослідження – закономірності і механізми фізико-хімічних процесів використання металургійних відходів.

Мета роботи – розробка і впровадження технології переробки і використання шлаків в металургійному виробництві.

Методи дослідження – хімічний аналіз, петрографічний аналіз, мікроскопічний аналіз, теоретичні розрахунки, дослідження в напівпромислових і промислових умовах, статистичний аналіз отриманих результатів.

Наукова новизна:

1. Встановлено аналіз поведінки сірки і фосфору при циклічному використанні конвертерного шлаку в ланцюзі «Чавун - конвертерний шлак».

Практичне значення:

1. Розроблено технологію використання конвертерного шлаку в аглодоменому виробництві.

У розділі «Загальна частина» надано аналіз технологій переробки залізовмісних відходів у чорній металургії, розглянуто способи переробки твердих сталеплавильних шлаків та витягання металу із сталеплавильних шлаків.

У розділі «Матеріальний баланс конвертерної плавки» зазначено призначення і хімічний склад сталі марки 10Г2ФБЮ; шихтові матеріали, їх склад; наведено розрахунок складу металу перед випуском з конвертера; розрахунок десульфурзації чавуну; визначено витрати вапна і склад кінцевого шлаку; визначено вихід рідкої сталі; визначено витрату кисню; визначено кількість газів, що відходять.

У розділі «Технологічна частина» описано переробку сталеплавильних шлаків і використання продуктів переробки; обґрунтовано використання конвертерного шлаку в конвертерному виробництві та можливості обробки чавуну конвертерним шлаком; досліджені фізико-хімічні властивості техногенних відходів конвертерної плавки. Розроблена технологія переробки твердих залізовмісних відходів методом холодного брикетування. Запропоновано використання технічного лігніну у брикетуванні залізовмісних відходів. Проведені розрахунки, пов'язані з використанням конвертерних шлаків та аналіз накопичення сірки та фосфору в замкнутому циклі «Чавун - конвертерний шлак»

У розділі «Охорона праці та техногенна безпека» проаналізовано основні проблеми охорони праці та техногенної безпеки в умовах проведення досліджень в умовах конвертерного цеху.

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

Зміст

Вступ	8
1 Загальна частина. Аналіз технологій переробки залізовмісних відходів у чорній металургії.....	10
1.1 Сучасні підходи до збільшення частки залізовмісних відходів у балансі сировини.....	10
1.2 Ресурсозберігання і проблеми екології в чорній металургії України	14
1.3 Переробка твердих сталеплавильних шлаків.....	19
1.3.1 Первинна переробка шлаків	19
1.3.2. Вторинна переробка шлаків.....	22
1.3.3 Особливості вторинної переробки шлаків, що розпадаються	27
1.3.4 Переробка відвальних шлаків.....	28
1.4 Витягання металу із сталеплавильних шлаків.....	31
1.4.1 Втрати металу з шлаком.....	31
1.4.2 Витягання металу і схеми його очищення	34
1.5 Використання шлаків в металургії.....	40
1.5.1 Застосування сталеплавильних шлаків в доменних печах і аглошихті ..	40
1.5.2 Повторне використання шлаку в сталеплавильному виробництві.....	43
2 Матеріальний баланс конвертерної плавки	46
2.1 Призначення і хімічний склад сталі марки 10Г2ФБЮ	46
2.2 Шихтові матеріали, їх склад	46
2.3 Розрахунок складу металу перед випуском з конвертера	46
2.4 Розрахунок десульфурації чавуну.....	48
2.5 Визначення витрати вапна і складу кінцевого шлаку.....	48
2.6 Визначення виходу рідкої сталі.....	50
2.7 Визначення витрати кисню.....	50
2.8 Визначення кількості газів, що відходять	51
3 Технологічна частина. Розробка і впровадження технології переробки і використання шлаків в металургійному виробництві	52
3.1 Переробка сталеплавильних шлаків і використання продуктів переробки	52

3.2 Використання конвертерного шлаку в конвертерному виробництві	55
3.3 Можливості обробки чавуну конвертерним шлаком	56
3.4 Фізико-хімічні властивості техногенних відходів конвертерної плавки ..	56
3.5 Переробка твердих залізовмісних відходів методом холодного брикетування ..	64
3.6 Використання технічного лігніну у брикетуванні залізовмісних відходів	67
3.7 Розрахунки, пов'язані з використанням конвертерних шлаків	72
4 Охорона праці та техногенна безпека.....	82
4.1 Аналіз потенційних шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища при роботі у конвертерному цеху	82
4.2 Розробка заходів захисту від впливу небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища цеху	84
4.3 Заходи з електробезпеки	85
4.4 Заходи пожежної безпеки	86
4.5 Технічні заходи виробничої санітарії	88
4.5.1 Освітлення виробничих приміщень	88
4.5.2 Опалення і вентиляція	89
4.5.3 Виробничий шум.....	90
Висновки	91
Перелік джерел посилання.....	93
Додаток А Публікації за темою кваліфікаційної роботи	95

Вступ

Чорна металургія є однією з найбільш матеріаломістких і енергоємних галузей промисловості. Для отримання 1 т чавуну необхідно витратити 1,7-1,8 т рудної сировини, а при його підготовці витратити близько 2,5 т сирої руди. Таким чином, витрата сирої руди на 1 т чавуну складає 4-5 т. Окрім цього на виплавку вимагається понад 1 т енергоносіїв усіх видів: тверде, рідке і газоподібне паливо, кокс, електроенергія. Питома вага чорної металургії у світовому енергоспоживанні складає близько 8% [1].

Накопичення техногенних відходів, що містять залізо, вуглець і інші корисні елементи, в сховищах, накопичувачах і відвалах при дефіциті доступних природних ресурсів, що відчувається, вимагає комплексного підходу у вирішенні цієї проблеми. Існуючі нині технології не вирішують багато екологічних проблем. Передбачене підвищення ефективності заходів по охороні природи обумовлене широким впровадженням прогресивних технологічних процесів, що забезпечують повне і комплексне використання сировини і матеріалів, що виключають або істотно знижують шкідливу дію на довкілля. У цьому плані розробка і впровадження комплексу заходів по економії ресурсів, включаючи застосування маловідходної і безвідходної технології, є важливим народногосподарським завданням.

Основу безвідходної технології складають розробка і впровадження принципово нових технологічних процесів, відходів, що виключають будь-які види, різних безстічних технологічних схем і водооборотних циклів на базі ефективних методів очищення, а також широке використання відходів в якості вторинної сировини [1].

Особливе значення комплексне використання сировини має для такої матеріаломісткої галузі промисловості, як чорна металургія, де при виплавці чавуну, сталі і феросплавів неминуче утворюється велика кількість технологічних відходів. З них 80 % доводиться на шлаки, які утворюються з порожньої породи залізорудних матеріалів, флюсів, золи палива, а також продуктів окислення металу і домішок [2, 3]. Сумарний вміст оксидів кальцію, заліза і кремнію в шлаках досягає 75 %.

Металургійні шлаки за своїми фізико-механічними властивостями не лише не поступаються, але у ряді випадків перевершують якість замінюваних ними природних матеріалів. Це зумовлює широкі перспективи використання металургійних шлаків в народному господарстві. Якщо раніше ставилося завдання в принципі організувати переробку шлаків і довести її до певного рівня, то нині, враховуючи сучасні вимоги з довкілля охорони, стоїть завдання відробітку технологічних процесів, що виключають викиди шкідливих речовин в атмосферу.

У цьому плані досягнуті певні успіхи, що стало можливим завдяки проведенню комплексних досліджень по вивченню властивостей рідких і твердих шлаків, процесів гідродинамічної взаємодії шлакового розплаву з водою і повітрям, поризації і кристалізації шлаків, вивченню особливостей виділення сірчистих газів з шлаків і їх знешкодженню.

Важливою проблемою створення безвідходної технології є її організаційні принципи, де певну роль має вибір напрямів, структура підрозділів. В цьому відношенні є позитивний досвід ряду металургійних підприємств.

Широке освітлення науково-технічних розробок, їх теоретичний аналіз, а також узагальнення досвіду передових підприємств по переробці шлаків зіграють важливу роль в проблемі створення вдосконаленої безвідходної технології в чорній металургії.

Метою даного дослідження стало проведення енерго-екологічного аналізу вибраних технологій і на підставі отриманих результатів визначення оптимального методу переробки відходів.

У даній дипломній роботі розроблена ресурсозберігаюча технологія виробництва сталі марки 10Г2ФБЮ для виготовлення труб великого діаметру в північному виконанні. Були вивчені способи переробки і утилізації конвертерних шлаків. Приведені розрахунки, пов'язані з використанням конвертерних шлаків в конвертерному та аглодоменному виробництві.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

АНАЛІЗ ТЕХНОЛОГІЙ ПЕРЕРОБКИ ЗАЛІЗОВМІСНИХ ВІДХОДІВ У ЧОРНІЙ МЕТАЛУРГІЇ

1.1 Сучасні підходи до збільшення частка залізовмісних відходів у балансі сировини

У чорній металургії щорічно утворюються мільйони залізовмісних відходів у вигляді окалини, шлаків, пилу. У виробництво повертається в основному через агломерацію і конвертерне виробництво близько 45-50 % заліза, що міститься у відходах, інші 50-55 % або накопичуються у відвалах і відстійниках, або безповоротно втрачаються поза підприємствами. Повернення у виробництво заліза, що міститься у відходах, є важливим економічним завданням.

У металургійному виробництві утворення залізовмісних відходів відбувається на всіх стадіях технологічного процесу, починаючи від підготовки залізорудної сировини і закінчуючи виробництвом готового прокату. Джерела утворення залізовмісних відходів і їх об'єм визначені на прикладі конвертерного виробництва металургійного комбінату представлені в таблиці 1.1 [4].

Таблиця 1.1 - Джерела і об'єм залізовмісних відходів на металургійному комбінаті

Джерела утворення залізовмісних відходів	Об'єм залізовмісних відходів, тис. т
Конвертерне виробництво продуктивністю 7,5 млн т сталі, у тому числі	86,7
- - окалина МБЛЗ	20,4
- - шлам машини газового різання МБЛЗ	22,5
- - шлам газоочищення	12,5
- - пил газоочищення	31,25
Доменний цех, у тому числі	539,6
- - шлам від аспіраційних установок підбункерного приміщення	7,7
- - шлам газоочищення	56,9
- - колошниковий пил	475,0
Агломераційно-збагачувальна фабрика (просівання агломерату фракцією менше 5 мм)	312,5
Окалина прокатного виробництва	203,75
Всього	1142,55

Характеристика залізовмісних відходів за деякими показниками приведена в таблиці 1.2.

Таблиця 1.2 - Характеристика залізовмісних відходів

Найменування матеріалів	Вміст заліза, %	Фракція, мм	Вологість %
Окалина МБЛЗ	72,0	0,5-5,0	10-12
Шлам машин газового різання МБЛЗ	60,0	0,1-3,0	6-8
Колошниковий пил	48,5	0,1-2,0	6-12
Шлам газоочищення конвертерного цеху	59,7	0,1-2,0	30-40
Шлам газоочищення доменного цеху	58,5	0,1-2,0	12-20
Окалина прокатних цехів	69,0	0,5-5,0	16-12
Просівання агломерату	55,4	до 5,0	до 6,0

За оцінкою експертів тонна заліза, отриманого з відходів виробництва в 5-7 разів дешевше за тонну заліза, отриманого з первородної сировини (залізняка).

Витрати на видобуток залізної руди з кожним роком ростуть зв'язку з погіршенням гірничогеологічних умов, віддаленістю від металургійних підприємств і інших чинників.

Для кваліфікованого використання цих відходів в сталеплавильному виробництві їх необхідно заздалегідь підготувати. Підготовка полягає в обезводненні шламів і усереднюванні. Для цього потрібне спорудження спеціального відділення.

У світовій практиці добре відпрацьовані різні варіанти утилізації шламів. Найбільш простий і в той же час прийнятний для сталеплавильного виробництва варіант полягає в послідовному здійсненні наступних операцій: згущування пульпи, сушка на дискових вакуум-фільтрах, а потім у барабанних сушилах до вологості 6 %. Сушка шламів робиться за рахунок спалювання газового палива, або гарячим повітрям, що поступає від повітрянагрівача за котлом-утилізатором кисневого конвертера.

Використання таким чином підготовлених шламів в конвертерному процесі технологічно можливе і економічно доцільно, про що свідчить вітчизняний і зарубіжний досвід. В той же час подача через тракт сипких матеріалів великої кількості дрібнодисперсних матеріалів з розміром часток 0,2-5,0 мм приведе до значного збільшення пилоутворення в місцях пересипки і особливо у вузлі подачі матеріалів безпосередньо в конвертер. На цій підставі подачу залізовмісних і вуг-

лецьвмісних матеріалів в конвертер необхідно робити за допомогою контейнерів, аналогічних використовуваних для завалки металобрухту в конвертер. Їх завантаження пропонується робити у відділенні підготовки залізовмісних матеріалів.

Нині вирішення проблеми повнішої утилізації залізовмісних відходів стримується відсутністю надійних і ефективних технологій переробки значних об'ємів вторинної окисленої сировини з несприятливим для агломерації речовим складом. Практично тільки окалина утилізувалася в повному об'ємі.

Зниження окалини, особливо, замащеною (близько 150,0 тис. т), із складу аглошихти сприятиме збереженню палива на технологічні потреби (60-70 кг/т агломерату), підвищенню надійності роботи устаткування і скороченню шкідливих викидів в атмосферу, оскільки масла при агломерації в основному переганяються, а не згорають. У наступному, при охолодженні аглогазів, пари масел конденсуються на поверхні устаткування у вигляді твердих часток, а частково йдуть в атмосферу у вигляді масляного туману і надалі випадають на землю, забруднюючи ґрунт. Виключення замащеної окалини через агломерацію з шихти доменних печей поліпшить показники роботи печей, оскільки підвищиться газопроникність і стабілізується вологість шихти.

Наявність масел в окаліні не є великим недоліком при використанні її в конвертерній технології, оскільки масла є технологічним паливом і відновником і інтенсифікують відновні процеси в самій окаліні. Безумовно, належить вирішувати питання підготовки такої окалини до плавки в конвертерах, але ефект від щорічного залучення до виробництва 150 тис. т сировини, що помітно у балансі по залізорудній сировині, багаторазово перекриє витрати. Проблем з використанням незамащеної окалини і зварювального шлаку немає.

Технологічний процес здійснюється в конвертері, обладнаному продувальним пристроєм як для спільної, так і роздільної подачі кисню і азоту. У конвертер заливають чавун, завантажують окалину, вуглевмісні і шлакотворні матеріали з одночасним перемішуванням ванни шляхом подачі продувальної суміші з кисню і азоту. Пропорція компонентів продувальної суміші міняється залежно від складу і температури чавуну і маси використовуваної окалини [5].

В результаті перемішування і взаємодії усіх завантажених в конвертер матеріалів відбувається відновлення оксидів заліза і перехід відновленого заліза в залізовуглецевий розплав. Перехід від подачі в конвертер продувальної суміші з азоту і кисню (відновне продування) до чисто кисневого продування для окислювального рафінування і нагріву металу здійснюється після засвоєння завантажених залізозмісних, вуглецевмісних і шлакотворних матеріалів і досягнення оптимального розподілу засвоєного заліза окалини між металом і шлаком. Досягнення оптимального розподілу забезпечує спокійне без викидів протікання окислювального рафінування і нагріву металу до заданих параметрів по температурі, хімічному складу і виходу рідкого металу.

Останніми роками частка окалини у балансі залізозмісної сировини скоротилося. Це, на наш погляд, обумовлено деякими причинами. Перше - відсутність комплексного економічного обліку усіх взаємозв'язаних чинників застосування окалини в агломераційному, доменному і конвертерному виробництвах. Негативні моменти використання окалини в агломераційному і доменному виробництвах відмічені вище, але дати їм економічну оцінку досить складно.

Друге - заміна металобрухту окалиною супроводжується збільшенням частка чавуну в металошихті, що веде до дорожчання металопродукції. Це слід виключити при правильному ціноутворенні на металобрухт. При об'єктивній оцінці вартості металобрухту на ринку використання окалини і інших залізозмісних відходів стане економічно вигідним для металургійних підприємств, оскільки їх відпускна ціна на порядок нижча, ніж у металобрухту. Це дозволить значно збільшити на металургійному підприємстві їх частку у балансі залізозмісної сировини.

До збільшення частка металозмісних відходів у балансі сировини на металургійних підприємствах «підштовхує» і те, що останніми роками сталося значне скорочення об'ємів підготовки і переробки металургійної лому (на 15-25 %), що змушує сталеплавильників підприємств або збільшити витрату дорогого чавуну на виплавку сталі, або шукати ефективні і прийнятні способи збільшення частка залізозмісних відходів у балансі сировини по металу.

В цілому, рішення проблем повнішої утилізації відходів металургійного виробництва і збільшення частка залізозмісних відходів у балансі залізородної сировини

вини металургійних підприємств неможливе без усебічної економічної оцінки усіх енерго-матеріально-економічних аспектів різних варіантів їх застосування [6].

1.2 Ресурсозберігання і проблеми екології в чорній металургії України

На дев'яти металургійних підприємствах України щорічно утворюється більше 12 млн. т залізовмісних відходів, міра утилізації яких не відповідає сучасним вимогам. На підприємствах накопичено більше 70 млн т шламів, з яких тільки 21 придатні для утилізації в металургії. Розробляються маловідходні технології, будуються нові і реконструюються діючі об'єкти підготовки і утилізації поточних і заскладованих відходів з витяганням кольорових металів. У основних переділах чорної металургії вирішується комплекс питань по організації маловідходних технологічних процесів і схем спільної утилізації утворюваних відходів.

Сумарна кількість заліза, що щорічно втрачається чорною металургією України, складає 35 млн.т, причому половина втрат доводиться на гірничорудну промисловість.

На металургійних підприємствах щорічно утворюється ~ 9 млн.т залізовмісних відходів (шлами, пил, відсівання агломерату і окатишів, окалина, зварювальний шлак та ін.), міра утилізації яких складає 82%. Найважче утилізувалися шлами (3,2 млн. т), міра використання яких небагато вище 50%. На підприємствах накопичено більше 70 млн.т шламів, з яких тільки 21 млн.т придатний для використання в металургії, а інші разубожені відходами коксохімічних і інших виробництв. Окрім вказаних відходів щорічно утворюється більше 3 млн.т конвертерних шлаків, з яких утилізувалися в якості оборотного продукту всього 440 тис.т.

Окрім залізовмісних відходів в народному господарстві України на всіх стадіях використання мінеральної сировини і палива щорічно утворюється ~2 млрд.т відходів, що вимагає відведення 7 тис.га землі. У відвалах їх накопичено 1012 млрд.т. Тільки відходи видобутку вугілля і збагачення заскладовані в 2120 відвалах і териконах.

Металургійні шлами підприємств заскладовані в шламонакопичувачах загальною місткістю більше 40млн.м³, які практично усі переповнені. Вільних містко-

стей поблизу підприємств немає, а організація складування вдалині приведе до значних матеріальних витрат і погіршення стану довкілля.

Якщо зіставити збиток, що наноситься забрудненням природного довкілля, і капітальні вкладення, використовувані на природоохоронні цілі, то перший перевищує капітальні вкладення майже в 90 разів [7].

Для умов чорної металургії України розробляються наступні основні заходи, спрямовані на повну утилізацію цінних відходів виробництва і оздоровлення довкілля :

1) скорочення утворення відходів в основних технологічних процесах за рахунок їх вдосконалення і розробки нових з організацією маловідходних металургійних виробництв;

2) розробка початкових даних і технологічних завдань для проектування і будівництва нових і реконструкції діючих об'єктів роздільної і спільної підготовки і утилізації відходів як в чорній металургії, так і в суміжних галузях промисловості;

3) підготовка і утилізація заскладованих шламів з різними фізико-хімічними властивостями при кускуванні залізородних матеріалів і у будіндустрії з подальшим використанням тих, що звільняються переповнених шламонакопичей для природоохоронних цілей, спрямованих на забезпечення оборотних циклів водопостачання промислових підприємств, а також для акумуляції водних ресурсів для сільського господарства та ін.;

4) розробка технології і устаткування для перекладу мокрих водоемних виробництв по очищенню технологічних і аспіраційних газів на сухі очищення зі знешкодженням і використанням уловлюваних відходів в технологічних потоках основних виробництв із забезпеченням необхідних санітарних норм;

5) розробка технологій і технічних завдань на реконструкцію і будівництво нових фабрик кускування залізородної сировини з можливістю підвищеного питомого використання підготовлених відходів при організації маловідходного металургійного виробництва;

б) комплексна переробка пилу і шламів з підвищеним вмістом кольорових металів різними сучасними піро- і гідрометалургійними процесами витягання кольорових металів, а металізованого залізородного продукту в металургійних переділах;

7) техніко-економічний і екологічний аналізи роботи металургійних підприємств України і визначення початкових даних для розробки технологій і директивних заходів по ресурсозберіганню і оздоровленню довкілля.

Деякі з вказаних напрямів реалізуються в промисловості.

В якості основних об'єктів дослідження в чорній металургії прийнятий заліззовмісний технологічний і аспіраційний пил агломераційного, доменного, мартенівського, киснево-конвертерного і електросталеплавильного виробництв, а також аспіраційний пил підбункерних приміщень і ливарних дворів доменного виробництва. Для цих відходів розроблені наступні раціональні напрями за технологією підготовки і утилізації окремих видів пилу.

Агломераційний пил від батарейних циклонів, аспіраційний пил аглофабрик, пил ливарних дворів і підбункерних приміщень і шихтоподачі доменних печей, пил міксерних відділень сталеплавильних цехів і вапновідпалювальних відділень піддається зволоженню, змішуванню і кускуванню.

Для зволоження пилу розроблені нові вібраційні зволожувачі-змішувачі, які включаються в технологію безпилового вивантаження і підготовки до утилізації технологічного і аспіраційного пилу з широким діапазоном фізико-хімічних властивостей, у тому числі погано змочуваного полідисперсного пилу і порошків великістю від доль мікрометра до 0,1-1,0 мм.

У основі технології - зволоження або озернення з можливістю обволікання пилу і порошків з метою отримання продукту, що не порохить, гомогенного, сипкого, із заданою вологістю.

Основні переваги і ефективність технології: може бути включена складовою частиною в основний технологічний процес при збереженні традиційних способів уловлювання і накопичення пилу; легко поєднується з основним технологічним устаткуванням основних металургійних цехів; може бути використана при комплексній переробці цінних відходів виробництва; простота в обслуговуванні і висока продуктивність і надійність устаткування; питома капіталоемність лінії зменшується в 3-4 рази, а експлуатаційні витрати і енергоемність - в 5-6 разів в порівнянні з існуючими.

Технологія базується на застосуванні спеціальних вібраційних змішувачів зволожувачів сухого пилу і порошків, що встановлюються під накопичувальними місткостями. Параметри установки змінюються залежно від властивостей пилу і вимог до кінцевого продукту. Продуктивність установки складає до 50т/г. В якості зволожуючого агента можуть застосовуватися шламіві води або спеціальні розчини і суспензії.

Установки для зволоження і грудкування пилових відходів пройшли тривалі промислові випробування на металургійних комбінатах «Азовсталь», «Запоріжсталь», на Єнакіївському металургійному заводі. Установка цього устаткування передбачена в проектах реконструкції багатьох металургійних підприємств України.

Ефективність впровадження заходів по безпиловому вивантаженню складається з декількох чинників. Припинення викиду в атмосферу пилу скорочує екологічний збиток, а утилізація пилу економить первинні шихтові матеріали. Крім того, перехід на сухі газоочищення замість мокрих істотно знижує собівартість підготовки пилу до утилізації. Зокрема, повна утилізація агломераційного пилу є найважливішим техніко-економічним завданням. Враховуючи, що дисперсний склад пилу аглогазів і аспіраційних систем аглофабрик дозволяє проводити ефективно очищення газу в сухих пиловловлювачах, застосування мокрих способів очищення економічно недоцільно.

У усіх випадках використання уловленого пилу зменшує експлуатаційні витрати газоочисного і аспіраційного устаткування в середньому на 1т на 18 %, а на 1000 м³ очищеного газу на 21%. Застосування зволжених сухих компонентів замість осушення шламів дозволяє повністю відмовитися від дорогої і енергоємної технології сушки шламів, що вимагає до того ж будівництва додаткових газоочисних споруд. При термічній сушці сталеплавильних шламів втрачається їх здатність, що грудкує, особливо якщо вони застосовуються в якості єднального при грудкуванні відходів виробництва.

Капітальні витрати при сушці на 1т шламу, що переробляється, в 2,2 разу перевищують витрати на змішення шламу з сухими компонентами. Собівартість повернення сухого пилу із зволоженням в технологічному потоці істотно нижче, ніж підготовка шламу для утилізації.

Для гомогенізації багатокomпонентних аглошихт, що включають підвищену кількість залізовмісних відходів поточного виробництва і заскладованих у відвалах і шламонакопувачах, розроблені високопродуктивні компактні дезінтегратори змішувачі, які добре вписуються в перевантажувальні вузли при транспортуванні шихтових матеріалів стрічковими конвеєрами.

З використанням віброзволожувачів і дезінтеграторів для сталеплавильного і інших виробництв розроблені принципово нові схеми уловлювання, підготовки і утилізації технологічного і аспіраційного пилу. Вони виключають складування шламів в довголітніх шламонакопувачах, організацію дорогих оборотних циклів водопостачання і запобігають викидам пилу в атмосферу.

Наприклад, гомогенізація багатокomпонентних аглошихт з підвищеним вмістом заскладованих шламів і інших відходів поточного виробництва, а також вапнування концентрату з його гомогенізацією покращує якість агломерату і підвищує продуктивність агломашин із скороченням утворення пилу і газів.

У доменному виробництві передбачається скорочення утворення відходів, ліквідація викидів і гідровиділення тонкої фракції з доменних шламів, збагачених цинком, для подальшої її переробки спільно з цинквмісним пилом і шламами сталеплавильного виробництва.

Утилізація доменних шламів в агловиробництві без обесцинкування призводить до прогресуючого збільшення вступу цинку в доменний процес. Операція його видалення із замкнутої системи аглофабрика-доменна піч обесцинкуванням шламів дозволить запобігти накопиченню цинку в цій системі.

Необхідну міру обесцинкування доменних шламів слід визначати для кожного підприємства з урахуванням конкретних умов за результатами балансу цинку. Негативний вплив цинку починає проявлятися при загальному його вмісті в шихтових матеріалах, що перевищує 0,1 %, або при питомому його вступі, що не перевищує 0,15-0,3 кг/т чавуну.

У сталеплавильних і електросталеплавильних процесах вирішується комплекс питань по рециркуляції цинквмісного пилу з подальшим їх збагаченням і пірометалургічним відновленням з використанням фізичної теплоти сталеплавильних шлаків і електроенергії. Перегони цинку перероблятимуться в кольоровій

металургії, а металізований продукт в сталеплавильних процесах. Для здійснення пірометалургічного процесу цинквмісного пилу і шлами змішуються із заданою кількістю вугільного пилу і піддаються грудкуванню різними способами.

Реалізуються схеми спільної підготовки пастоподібних шлаків і сухих залізовмісних відходів для утилізації в агломераційному виробництві. При цьому виключається сушка шлаків в енергоємних сушарних установках. Розроблена технологія виробництва агломерату з підвищеною питомою витратою відходів. Деякі аглофабрики в перспективі в основному працюватимуть на оборотних продуктах.

У киснево-конвертерному цеху Дніпровського металургійного комбінату в м. Дніпродзержинську реалізується технологія, яка вирішує питання організації безвідходного виробництва в цьому переділі. Вона включає двохстадійне згущування конвертерного шламу, його обезводнення і подальше змішення з вапняним пилом в двохвальному лопатевому змішувачі. На другій черзі передбачено первинну суміш подавати у барабанний змішувач спільно з вапняком фракції до 3мм і гранульованим конвертерним шлаком. Після змішення і озернення суміш відходів через спеціальний склад подається на аглофабрику [8].

1.3 Переробка твердих сталеплавильних шлаків

1.3.1 Первинна переробка шлаків

Первинна переробка сталеплавильних шлаків здійснюється практично на усіх підприємствах. Вона є підготовчим етапом для подальшої переробки шлаків методами механічного дроблення або самостійним для підготовки нефракціонованого рядового шлакового щебеню.

До первинної переробки можна віднести операції, пов'язані з транспортуванням шлаку в шлакові відділення, кантівкою в шлакові ями (траншеї), охолодженням і дробленням вантажем, що падає, витяганням металу і відвантаженням нефракціонованого щебеню споживачам.

До 70-х років первинна переробка призначалася головним чином для якнайшвидшого звільнення шлакових чаш, безперебійного постачання ними сталеплавильних агрегатів і відбору найбільш великого металу.

Аналіз роботи шлакових відділень показав, що завантаження шлакових ям (кількість шлаку, що переробляється в шлаковій ямі впродовж року, перераховане на 1 м²) коливається на підприємствах в широких межах: від 106 до 880 т/м². Досвід показав, що оптимальне завантаження шлакових ям складає близько 100-120 т/м². При більшому завантаженні шлак не устигає досить охолоджуватися. Ефективність витягання металу з гарячого крупнокускового шлаку підйомними електромагнітними шайбами істотно знижується, що призводить до великих втрат металу з шлаком. Крім того, розробка такого шлаку грейферами призводить до викривлення і низького коефіцієнта їх заповнення, а також викликає загоряння вагонів при вантаженні і транспортуванні.

Заслуговує на увагу досвід первинної переробки мартенівських шлаків на ММК. Незважаючи на завантаження шлакових ям, набагато оптимальне, що перевищує, на комбінаті за рахунок впровадження низки заходів вдалося забезпечити повніше витягання металу з шлаку і безперебійне постачання чашами мартенівських цехів.

Виконані дослідження показали, що шлаки після первинної переробки з природним охолодженням продовжують мимоволі розпадатися. Для досягнення стійкої структури вони повинні вилежуватися від 3 міс. до 1,5 років. Ці обставини змушували металургів використовувати воду для охолодження шлаку в ямах. Застосування води дозволило істотно понизити температуру шлаку і дещо підвищити витягання металу. Проте використання в шлакових ямах води супроводжувалося сильними вибухами. Більше того, при охолодженні водою іноді спостерігалося руйнування шлакових монолітів.

У кінці шестидесятих років була розроблена технологія первинної переробки шлаків із застосуванням термодрібнення. Разом з вивченням явищ, що відбуваються в розплавленому і твердому шлаку при охолодженні його з різними швидкостями, визначенням часу і режиму охолодження були розроблені схеми ритмічної роботи шлакового відділення. Останнє істотно визначає продуктивність і завантаження шлакових ям.

Відомо, що при різкому охолодженні тіл в останніх виникають градієнти температур. Їх величина залежить як від інтенсивності відведення тепла, так і від здатності системи відновлювати рівноважний стан. У зв'язку з тим, що величина

теплопровідності шлаків невелика, значення температурних градієнтів можуть виявитися дуже великими і викликати внутрішню напругу. У перший момент охолодження у в'язкому шлаку пружні деформації устигають знімати напругу. При твердінні поверхневі шари перешкоджають вільному скороченню внутрішніх гарячих ділянок. Оскільки релаксаційні процеси протікають повільно, напруга, що з'являється при різкому охолодженні, може досягати великих значень.

Через мікронеоднорідність шлаку в нім можуть виникати локальні перенапруження. Коли їх величина перевищує міцнісні характеристики, в монолітах утворюються мікротріщини, які залежно від концентрації або під дією зовнішнього навантаження можуть переростати в макротріщини, викликаючи руйнування шлакових монолітів (термоударне дроблення). Наявний в шлаку метал через велику різницю в коефіцієнтах лінійних розширень сприяє протіканню процесів руйнування [9].

Петрографічний аналіз сталеплавильних шлаків показує, що в них міститься певна кількість вільного вапна. При контакті високотемпературного шлаку з водою відбувається своєрідне гасіння вільного вапна, а також швидкоплинні реакції гідратації деяких оксидів. Ці реакції, як правило, супроводжуються збільшенням об'єму, сприяють руйнуванню шлакового моноліту і утворенню часток із структурою, стійкішою до подальшого розпаду. Разом зі збільшенням міри дроблення шлаку, отриманням стійкішої структури, кращим витяганням металу різко зростає швидкість охолодження шлаку, що дозволяє при менших площах відділень переробляти велику кількість шлаку.

Оскільки градієнт напруги знаходиться в прямій залежності від температурного градієнта, то чим вище буде температура початку охолодження, тим більше сильні руйнування стануться в шлаковому моноліті. Нижче за деякі значення температури (температурного порогу дробимості) релаксаційні процеси не дозволяють напрузі перевищити межу міцності матеріалу, внаслідок чого утворення тріщин, а отже, і дроблення відбуватися не буде. Дослідження показали, що значення порогу дробимості залежить від виду шлаку : для конвертерних шлаків вони складають 500-600°C, для мартенівських 900- 1050°C.

Швидкість охолодження шарів шлаку при термодрібнення зростає в 30-50

разів порівняно з охолодженням на повітрі, при цьому в 2-3 рази збільшується вихід дрібних фракцій. Термодрібнення сприяє підвищенню стійкості структури шлакової продукції, а також зниженню запиленої при обробленні шлаку. Випробування показали, що щебінь з термодрібнених шлаків повністю задовольняє вимогам ГОСТ 3344-85 на продукцію для дорожнього будівництва, тоді як щебінь з природно охолоджених шлаків не завжди придатний для цих цілей.

Технологія термодрібнення дозволяє різко скоротити тривалість охолодження шлаку і зменшити час оборотності чаш, забезпечити переробку шлаку на існуючих площах, скоротити завантаженість кранів магнітно-грейферів, вивільнити їх для розпушування шлаку. При цьому разом з отриманням подрібненого шлаку із стійкою структурою в 1,5 разу зростає витягання металу.

Технологія первинної переробки з термодрібненням вимагає чіткого дотримання правил техніки безпеки. Злив шлаку повинен здійснюватися тільки на суху поверхню, інакше можливі вибухи або хлопання. У зимовий час за рахунок контакту води з гарячим шлаком спостерігається значне пароутворення, що утрудняє роботу в шлаковому відділенні.

Одним з варіантів термодрібнення є охолодження кускового шлаку у басейні або ємності з водою. Гарячий шлак з шлакового відділення грейфером завантажують у басейн або шлакову чашу, заповнені водою, де відбувається його охолодження. Проте цей спосіб менш технологічний в порівнянні з траншейною переробкою, оскільки із-за високої температури шлаку грейфери часто виходять з ладу, а попадання значних об'ємів гарячого шлаку у воду може викликати хлопання або вибухи [10].

1.3.2. Вторинна переробка шлаків

Отримання шлакової продукції здійснюється шляхом вторинної переробки (механічного дроблення, сортування і сепарації). Досвід показує, що для максимального витягання металу (до 94 %) з шлаку потрібно дуже тонке подрібнення.

Спеціальне устаткування для переробки шлаків не розроблене, тому використовують стандартне, призначене для гірничорудної промисловості або виробництва будівельних матеріалів.

С метою зниження витрат на перевезення початкового матеріалу стаціонарні комплекси для переробки поточних шлаків розташовуються поблизу відділень первинної переробки. Установки відкритого типу розміщують зазвичай в зоні відвалів.

Дроблення сталеплавильних шлаків за кордоном здійснюється в щічних і конусних дробарках.

Безаварійна робота стандартних дробарок, особливо щічних і конусних, при дробленні сталеплавильних шлаків можлива в умовах ретельно організованої системи видалення металу. При цьому основна частина металу має бути витягнута під час первинної обробки шлаку, а що залишилася - магнітними сепараторами, встановленими перед дробаркою. Роторні дробарки менш чутливі до попадання недрібнених шматків, але при цьому не пристосовані до дроблення абразивних матеріалів.

Найбільш раціональним способом подрібнення сталеплавильних шлаків до недавнього часу вважалось самоздрібнення в млині типу «Аерофол». У такому агрегаті шматки шлаку початковою великістю 300 мм і більше можуть бути подрібнені до необхідного розміру в одну стадію. Млин типу «Аерофол» отримав у багатьох країнах поширення для дроблення і помелу руди. Проте дроблення сталеплавильних шлаків, що містять метал у вигляді крапель або різної величини шматків, на цьому млині викликає утруднення. За деякими даними, продуктивність агрегату в останньому випадку склала лише 45 % від проектної.

Для дроблення сталеплавильних шлаків з метою отримання щебеня запропоновано мокре самоздрібнення в млині «Каскад». Незахололий, але затверділий шлак великістю 0-350 мм і більше поступає в млин, в який подається вода. При взаємодії води з гарячим шлаком відбувається енергійне пропарювання і насичення шлаку водою, що призводить до гасіння включень вапна і внаслідок цього до стабілізації структури. Подрібнений шлак виходить з млина і на бутарі (барабанний грохот, прикріплений до млина) ділиться на велику (щебінь і металевий скрап) і дрібну (пісок і корольки металу) фракції. Щебінь і пісок поступають окремо на двох магнітних сепараторів, на яких звільняються від скрапу і використовуються за призначенням.

Перевага мокрого самоздрібнення полягає у безперервному виході продукту. Обезводнення і сушка можуть проводитися тими ж способами, що і при мок-

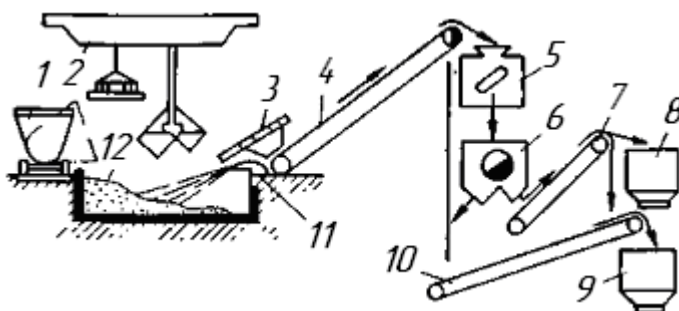
рому гранулюванні шлаків [11].

Останнім часом розробляються конструкції дробарок, пристосованих до безаварійної роботи при попаданні в них неподрібнених тіл. Такі агрегати можна застосовувати для дроблення сталеплавильних шлаків.

Заслуговує на увагу опис конусної дробарки «Калібратор» фірми «Гумбольт» (ФРН). При попаданні в неї неподрібнених тіл спрацьовує пристосування, що оберігає деталі дробарки від перевантажень. Конус, що дробить, пружно відходить до центру і пропускає вниз неподрібнене тіло. Дробарка випускається чотирьох стандартних розмірів з різними характеристиками. Великість завантаженого матеріалу складає 300-25 мм, отриманого продукту - від 8-0 до 110-0 мм.

Дробарка «Жирадиск» фірми «Нордберг і Круш» (ФРН) працює за принципом конусних дробарок дрібного дроблення і автоматично пропускає неподрібнені предмети, що потрапили в неї. Особливості конструкції дробарки дозволяють отримувати продукт кубоподібної форми, що дуже важливо при переробці шлаків в щебінь.

У вітчизняній практиці шлакопереробки склалися три варіанти вторинної переробки шлаків поточного виробництва залежно від виду продукції. Для підприємств з відносно невеликим виходом шлаку (до 200 тис. т) найдоцільніше отримувати фракціонований щебінь. Прикладом може служити установка ТМЗ, розрахована на переробку 140 тис. т шлаку в рік. Схема установки представлена на рис. 1.1.



1 - шлаковий ківш; 2 - кран магнітно-грейфера; 3 - бункер з похилими ґратами; 4 - транспортер; 5 - щічна дробарка; 6 - електромагнітний сепаратор; 7 - електромагнітний барабан; 8 - бункер для шлаку; 9 - бункер для металу; 10 - транспортер для металу; 11 - подача води; 12 - шлак в траншеї

Рисунок 1.1 - Схема переробки мартенівських шлаків
на Таганрозькому металургійному заводі

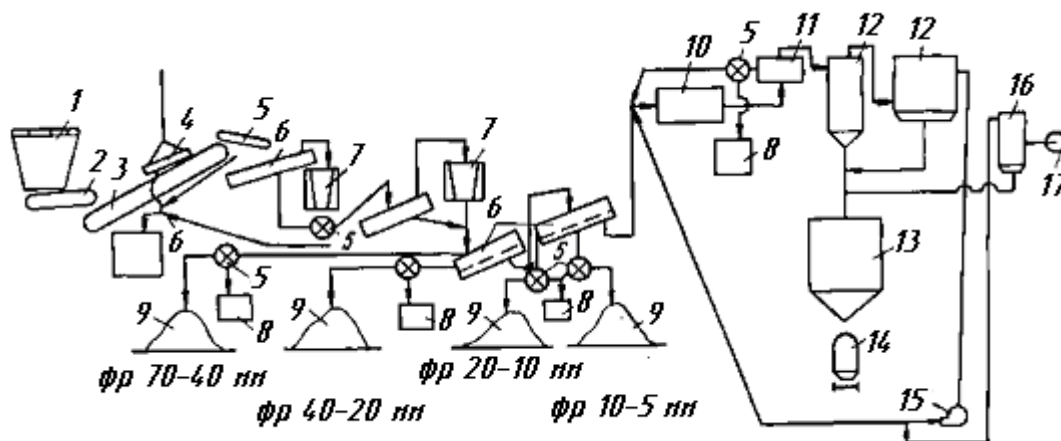
Шлак після первинної переробки через приймальний бункер з ґратами 250x250 мм поступає у вузли дроблення і сортування по фракціях. При цьому він тричі піддається магнітній сепарації. Щебінь використовується в дорожньому будівництві, а витягуваний метал залежно від зашлакованості повертається в мартенівський цех або передається в доменне виробництво.

До другого варіанту механічної переробки шлаку відносяться установки по отриманню шлакового борошна. На комбінаті «Азовсталь» вміст P_2O_5 в первинних шлаках досягає 14 %, тому усі вони йдуть на помел. Тривалий час тут експлуатується установка для виробництва фосфорних добрив з мартенівських шлаків. На відміну від комплексу ТМЗ на «Азовсталі» змізерніють увесь шлак без виділення щебенемих фракцій. Економічно це менш вигідно, проте, враховуючи високу цінність фосфоровмісних шлаків, така технологія цілком виправдана. Помел шлаку, що поступає з первинної переробки, здійснюється в дві стадії в кульових млинах: на першій стадії в млині грубого помелу роблять дроблення шлаку з 200 до 25 мм, на другій стадії шлак подрібнюється до 0,18 мм. В процесі переробки шлак проходить подвійну магнітну сепарацію. Готова продукція упаковується в мішки на спеціальній машині. Система газоочищення і усі вузли установки працюють під розрядкою.

На установці по отриманню шлакового борошна для вапнування кислих ґрунтів (завод «Амурсталь») початкове подрібнення здійснювалося в стержнево-му млині (зараз стержні замінені кулями), а помел - у барабанному млині. Метал витягається магнітними шайбами і сепараторами.

Аналіз переробки сталеплавильних шлаків показує, що економічно доцільно поєднувати дроблення з помелом, причому на помел відправляти тільки фракцію 5 або 10 мм, що неминуче утворюється в процесі дроблення і сортування шлаку (третій варіант).

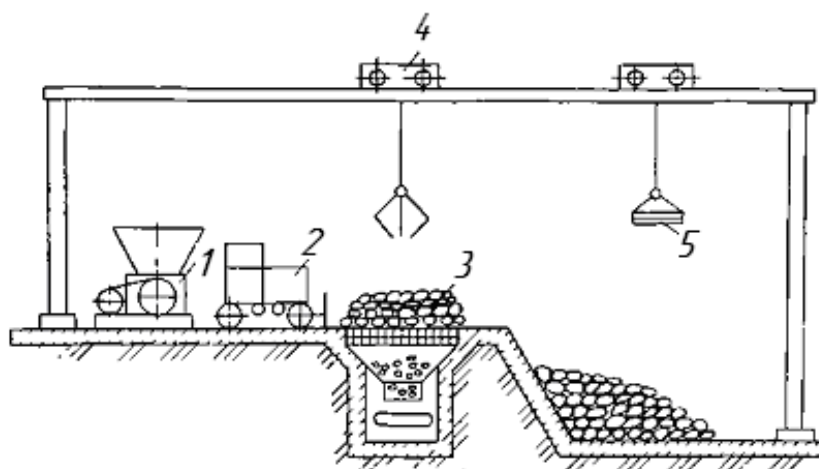
Найбільш досконалу технологічну схему має цех переробки шлаків сталеплавильного виробництва НЛМК. Він складається з двох технологічних ниток дроблення, сепарації і сортування шлаку, загального вузла помелу і складу відвантаження готової продукції (рис. 1.2).



1 - бункер з ґратами; 2 - живильник; 3 - транспортер; 4 - підвісний магніт; 5 - електромагнітний сепаратор; 6 - грохоти різної конструкції; 7 - дробарки; 8 - бункери для металу; 9 - склад щебеня; 10 - млин; 11 - повітряний сепаратор; 12 - система циклонів; 13 - силосний склад; 14 - вагон; 15 - млиновий вентилятор; 16 - рукавні фільтри; 17 - димосос

Рисунок 1.2 – Схема переробки сталеплавильних шлаків на НЛМК

По ряду технологічних причин при первинній переробці шлаку НЛМК утворюється до 20 % великого шлаку, так званого негабариту (> 300 мм). Такий шлак не проходить крізь ґрати приймального бункера. Для переробки негабариту додатково побудували окрему ділянку, обладнану кранами магнітно-грейферів для дроблення шлаку за допомогою вантажу, що падає. Схема ділянки показана на рис. 1.3.



1 - дробарка великого дроблення; 2 - бункер; 3 - вузол приймання шлаку; 4 - кран магнітно-грейфера; 5 - вузол дроблення негабариту вантажем, що падає

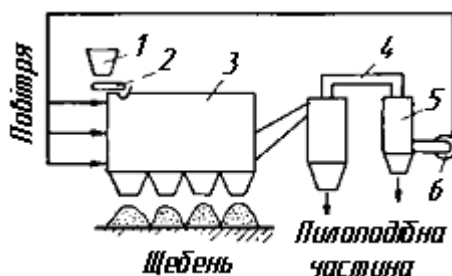
Рисунок 1.3 – Схема ділянки дроблення шлаку (+300 мм) негабариту на НЛМК

Великий шлак з приймальних грат стикається бульдозером на спеціальний майданчик, звідки грейферами після дроблення знову подається на приймальний вузол. Одночасно на майданчику робиться відбір металу, що виділився. У зоні дії крану встановлена потужна дробарка з приймальною щілиною 900x1200 мм. Паралельне подрібнення вантажем, що падає, і дробаркою забезпечує переробку не лише шлаків поточного виробництва, що поступають з відділення первинної переробки, але і негабариту, що складається раніше [12].

1.3.3 Особливості вторинної переробки шлаків, що розпадаються

Особливі труднощі представляє переробка шлаків, що розпадаються, і в першу чергу кінцевих електросталеплавильних, міра розпаду яких досягає 90 %. Цих шлаків викликають сильне пиління при первинній переробці. Перевантаження порошкоподібного шлаку з траншеї на вторинну переробку або в транспорт супроводжується сильним пиловидаленням і «витіканням» шлаку з грейферів.

Механічна переробка шляхом дроблення і сортування з витяганням металу, вживана для мартенівських і конвертерних шлаків, до електросталеплавильних шлаків неприйнятна. На практиці розроблена технологія переробки шлаків, що розпадаються, з відбором дрібних фракцій за допомогою пневмокласифікатора, схема якого приведена на рис. 1.4. Класифікатор і уся система відбору пилу працюють під розрідженням, що виключає пилогазові викиди. Шлак в пневмокласифікатор поступає через спеціальний живильник згори перпендикулярно всмоктуваному газовому потоку.



- 1 - приймальний бункер; 2 - живильник; 3 - пневмокласифікатор; 4 - циклон;
5 - фільтр; 6 - вентилятор

Рисунок 1.4 – Схема переробки шлаків, що розпадаються,
за допомогою пневмокласифікатора

Траєкторія руху часток в газовому потоці тим більше відрізняється від вертикальної, чим легше частка. Великі і важкі частки падають в розташовані знизу пневмокласифікатора бункери, а легені виносяться газовим потоком в циклони і фільтри. Таким чином, пневмокласифікація дозволяє не лише відокремити пил, але і зробити попереднє сортування шлаку і виділення металу. Після пневмокласифікації знепилений продукт можна піддавати звичайній механічній переробці, а пилоподібні фракції використовувати як борошно для вапнування кислих ґрунтів або активної добавки для отримання терпких. Такі схеми розроблені для Оскольного електрометалургійного комбінату і комбінату «Азовсталь».

Для регулювання повноти відділення пилоподібних фракцій і розподілу шлаку по великості усередині пневмокласифікатора встановлюються горизонтальні полиці або спеціальні заслінки, що дозволяють змінювати траєкторію руху матеріалу, а також величину і напругу газового потоку.

Технологія переробки шлаків, що розпадаються, на «Азовсталі» поєднує відому схему охолодження шлаків рафінованого ферохрому, що розпадаються, на колосникових ґратах, що перекривають приймальні бункери, з пневмокласифікаторами. Захололий шлак мимоволі розсипається в порошок, який потрапляє через ґрати у бункери, а потім подається в пневмокласифікатор. Повітря в пневмокласифікатор засмоктується з підґратчастого простору, тому уся система опиняється під розрядкою, що виключає вірогідність запиленої робочих місць.

Відділення пилоподібних фракцій від електросталеплавильних шлаків, що розпадаються, з метою підготовки їх для подальшої переробки можна здійснювати також за допомогою вертикальних пневмокласифікаторів. Вони дають більш повне відділення пилу, мають значно вище продуктивність, проте не дозволяють розділяти матеріал по фракціях. Ці класифікатори нині випробувані на феросплавних шлаках [13].

1.3.4 Переробка відвальних шлаків

Шлакові відвали є великим резервом для виробництва щебеню. Існуючі кам'яні кар'єри не можуть забезпечити вироблення великої кількості щебеню, а роз-

робка нових кар'єрів спричиняє за собою значні витрати.

Необхідно відмітити, що відвали розташовані в промислових районах, для яких потрібна широко розвинена мережа автомобільних доріг. Тому розробка відвалів є важливим аспектом як з точки зору вивільнення земель, захисту повітря і водного басейнів міст, так і збереження природних ресурсів і максимального використання сировини.

Переробка сталеплавильних шлаків здійснюється самими металургійними підприємствами і сторонніми організаціями. Зокрема, на деяких комбінатах з відвальних шлаків дорожно-будівельні організації отримують щебінь. Для цього шлак сортується на грохотах з одночасним витяганням металу на шківних електромагнітних сепараторах. Дроблення шлаку не робиться, тому великі фракції, які містять максимальну кількість металу, знову скидаються у відвал.

Відвальні шлаки металургійними підприємствами переробляються за декількома схемами. Найбільш простій являється схема витягання металу з відвальних шлаків за допомогою пересувних установок магнітної сепарації, здійснювана на Магнітогорському, Кузнецькому і Нижньотагільському металургійних комбінатах. На ММК установки (рис. 1.5) сепарації змонтовані на шасі списаних самохідних установок. Розробка відвала здійснюється екскаваторами ЕКГ-4,6 або ЕКГ-5. На ковшах екскаватора змонтовані колосникові ґрати з осередками 250x250 мм. Це дещо знижує продуктивність екскаваторів, оскільки середнє заповнення ковшів складає близько 60 %, проте значно спрощує технологічну схему і виключає попадання шматків негабаритів в приймальний бункер установки.



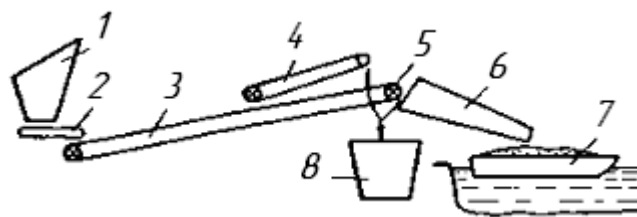
- 1 - екскаватор; 2 - електромагніт; 3 - ґрати; 4 - контейнер само кантується;
 5 - бункер; 6 - живильник; 7 - віброгрохот; 8 - конвеєр стрічковий з електромагнітним шківом; 9 - конвеєр стрічковий

Рисунок 1.5 – Схема установки для витягання металу з відвальних шлаків на ММК

Витягання найбільш великих включень металу здійснюється за допомогою магнітної шайби, що підвішується до стріли екскаватора. Відсепарований метал на віброгрохоті розділяється на велику і дрібну фракції, з яких перша подається в контейнери, що самокантуються, а друга - у відкриті бурти.

Головним недоліком схеми є те, що відсепарований шлак знову складається у відвал, хоча його можна використовувати в дорожньому будівництві.

Дещо інша схема введена на комбінаті «Азовсталь» (рис. 1.6). Шлак великовантажними самоскидами доставляється в побудований силами комбінату порт і зсипається в приймальні бункери установки сепарації, звідки транспортерами подається у баржі. Одночасно із завантаженням з шлаку магнітними сепараторами витягається метал, який використовується в сталеплавильному виробництві (великий і очищений від шлаку скрап), доменному виробництві і агломерації (найбільш дрібний і зашлакований скрап).

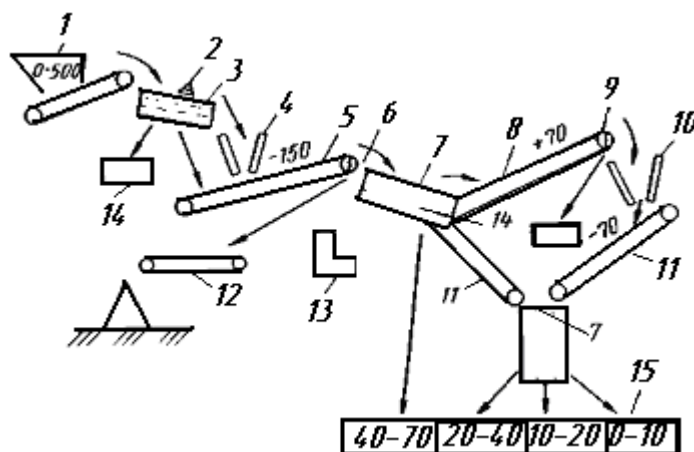


1 - бункер з ґратами; 2 - живильник; 3 - транспортер; 4 - електромагнітний сепаратор; 5 - електромагнітний шків; 6 - лоток; 7 - баржа; 8 - бункер для металу

Рисунок 1.6 – Схема установки для витягання металу і відвантаження шлаку на комбінаті «Азовсталь»

С метою максимального витягання металу і виробництва фракціонованого щебеню для будівництва УралНДІчерметом розроблена технологічна схема з використанням серійно Вихсунським, що випускаються, заводом подрібнювально-розмельного устаткування пересувних подрібнювально-сортувальних установок (ПДСУ-200). Нині замість вказаних завод випускає модернізовану установку ПДСУ-БП. У комплект її входять 3 дробарки (великого, середнього і дрібного дроблення), два гуркоти і 9 транспортерів. Доповнивши установку навантажувально-розвантажувальними агрегатами, магнітними сепараторами, бункерами та ін., УралНДІчермет розробив декілька варіантів технологічних схем з використанням однієї або двох дробарок. На рис. 1.7 показана схема установки, впрова-

дженої на Алапаєвському металургійному заводі. Для відбору металу перед дробаркою встановлений спеціальний валковий грохот, а на транспортерах змонтовані магнітні шківни. Фракціонований щебінь повністю використовується міськими дорожніми організаціями. Великий і чистий метал йде в сталеплавильне виробництво, а дрібний зашлакований складається. Для його повернення в сталеплавильне виробництво потрібно очищення від шлаку.



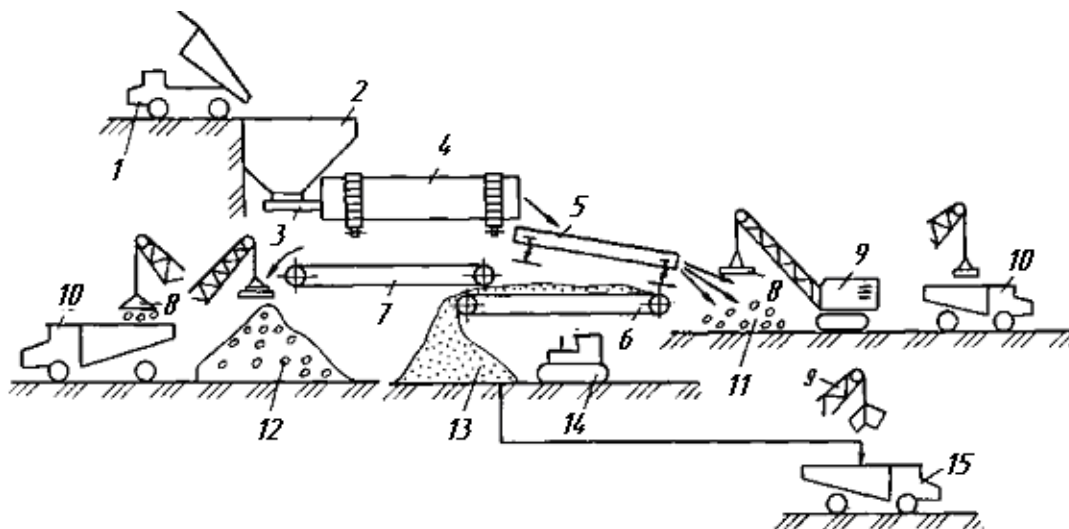
1 - бункер-живильник; 2 - підвісний електромагніт; 3, 7 - грохоти; 4, 10 - дробарки щічні; 5, 8 - транспортери; 6, 9 - магнітний шків; 11, 12 - транспортери; 13 - пульт управління; 14 - бункер для металу; 15 - склад щебеню

Рисунок 1.7 - Схема переробки шлаків на установці відкритого типу Алапаєвського металургійного заводу

Нині разом з ПДСУ-БП Вискунський завод випускає окремі агрегати: для первинного дроблення - агрегат типу ДРО-326 (СМД-83), що складається з щічної дробарки ШС 60x90 і транспортера; для середнього дроблення - пересувний агрегат С-905-А, призначений для дроблення гірських порід. Грохочення доцільно здійснювати на пересувних агрегатах сортування С-906. Комбінуючи ці агрегати, можна переробляти поточні шлаки, зокрема конвертерні, на щебінь фракції 10-70 мм для доменних печей і фракції 10 мм для агломераційного виробництва.

За схемою (рис. 1.8) установки, розробленої Маріупольським металургійним комбінатом ім. Ілліча, разом з отриманням фракціонованого щебеню (чи шлакощебеночної суміші 0-70 мм) можна витягати метал і робити його очищення на барабані, що обертається. Барабан діаметром 1,8 м завдовжки 5 м розташований під кутом 2-5° на самому початку установки, відразу ж за приймальним бун-

кером і перекидними колосниковими гратами. Оскільки великі шматки є в основному металом, то він залишається на колосникових гратах і скидається при її перекиданні. Метал і шлак, що проходять через грати, впродовж 5 мін обертаються у барабані. При цьому відбувається очищення металу і дроблення шлаку.



1, 10, 15 - автомобіль; 2 - бункер; 3 - живильник; 4 - галтувальний барабан; 5 - грохот; 6 - конвеєр; 7 - залізовідокремлювач; 8 - електромагніт; 9 - кран магнітно-грейфера; 11 - склад великого скрапу; 12 - склад дрібного скрапу; 13 - склад шлакового схилю; 14 - бульдозер

Рисунок 1.8 – Схема установки для очищення зашлакованого скрапу

Дроблення шлаку до 70 мм здійснюється на дробарці СМ-16Д. Для зниження навантаження на дробарку перед нею встановлений грохот, що відділяє фракцію 0-70 мм, а для захисту її від металу і повнішого витягання останнього - магнітний сепаратор. Технологія дозволила отримувати щебінь для дорожнього будівництва і метал, придатний для використання в сталеплавильному виробництві [14].

1.4 Витягання металу із сталеплавильних шлаків

1.4.1 Втрати металу з шлаком

Аналіз літературних даних і досвід переробки шлаків свідчать, що із сталеплавильними шлаками втрачається в середньому 12% металу від маси шлаку.

У сталеплавильний шлак метал потрапляє головним чином в результаті пе-

ренесення його пухирями при кипінні ванни або продуванні її газами. У сталеплавильних шлаках перед випуском важко чекати помітної кількості металевої емульсії, оскільки газовиділення в цей період трохи. Додаткова поява корольків металу в кінцевих шлаках відбувається, мабуть, при випуску сталі під час дроблення струменя металу, сильного перемішування і взаємного емульгування фаз.

Після продування ванни в конвертерах відбувається розподіл взаємної емульсії метал-шлак. Кількість металу, що залишається в конвертерних шлаках, визначається кінетикою розподілу фаз і часом їх витримки. Великі розбіжності за вмістом металевої суспензії пояснюються різними умовами відбору проб. У окремих пробах шлаку, узятих в ході продування, вміст металу досягав 70 %.

Залежно від властивостей розплавів можна виділити декілька чинників, що обумовлюють тривале перебування, а в окремих випадках навіть стабілізацію металевої суспензії на межі з газом, металом або в об'ємі шлаків, які призводять до заплутування крапель в шлаках і зрештою до втрат металу. Одна з таких причин - флотація металевої суспензії. Вона має місце в тих випадках, коли взаємодія металу з шлаком супроводжується утворенням газової фази. В цьому випадку метал пухирями виноситься в шлак. При руйнуванні пухирів, що вийшли в шлак, металева оболонка, що оточує їх, формується у вигляді крапель. Інша причина - в'язкість шлаку, від якої залежить швидкість осідання крапель металу в шлаках. Підвищена адгезія металу до шлаку також сприяє стійкості металевих крапель на межі шлаку з металом. Останнє характерно для нерівноважних систем. Можлива ще одна причина втрат металу з шлаком - незатоплення металевих крапель, що потрапили на поверхню шлаку з газом.

Крім того, метал в шлак може потрапляти за рахунок інтенсивного перемішування при випуску з плавильного агрегату, при падінні струменя металу шлаку в ківш, а також при переливанні їх з ковша в шлакову чашу.

Необхідно відмітити, що разом з утворенням крапель металу в шлаку відбувається і зворотний процес - осідання і коагуляція. Конвективні потоки, які дуже великі, не лише перешкоджають осіданню і коагуляції крапель, але і, навпаки, сприяють утворенню нових.

Враховуючи, що перед випуском сталі з плавильного агрегату робиться ви-

тримка металу, основна маса крапель металу устигає осісти. Дійсно, відбір проб шлаку в цей період свідчить про те, що кількість металу в ній дещо нижча, ніж в шлакових чашах.

У шлакових чашах значення конвективних потоків знижується і краплі металу в якийсь момент вже не устигають знову відноситися в об'єм шлаку. У загальному випадку швидкість осідання крапель сталі можна оцінити, користуючись рівнянням Адамара-Рибчинського. Проте необхідно мати на увазі, що фактичні швидкості осідання можуть істотно відрізнятися від розрахункових по цьому рівнянню. З однієї сторони, при осіданні крапель металу можлива зустріч їх з іншими і їх коагуляція. Дійсно, швидкість осідання пропорційна величині краплі до певних розмірів. Опускаючись швидше, більша крапля повинна, наздоганяючи, захоплювати усі дрібні, такі, що знаходяться в межах її радіусу від осі руху цієї краплі. З іншої сторони, далеко не кожна зустріч призводить до коагуляції, оскільки при зближенні рідких крапель в шлаку розклинюючий тиск, що виникає між ними, може перешкоджати їх з'єднанню.

Дослідження показали, що швидкості осідання крапель сталі в шлаку дуже великі і, здавалося б, увесь метал в шлаковій чаші повинен опуститися на дно чаші. Температура, а отже, і в'язкість шлаку за об'ємом чаші розподіляються дуже нерівномірно, що також чинить істотний вплив на швидкість осідання крапель металу. Проте значна частина (до 50 %) металу устигає осісти і сконцентруватися на дні шлакової чаші, а інший метал розподіляється за усім обсягом шлаку [15].

1.4.2 Витягання металу і схеми його очищення

Переробка рідких шлаків з точки зору можливості максимального витягання металу має безперечні переваги перед технологією переробки твердих шлаків. Проте і в цьому випадку потрібні спеціальні механізми магнітних сепарацій, створені стосовно роботи з металургійними шлаками. До того ж велика частина металопродукту, який вдається витягнути при переробці шлаків, перед використанням необхідно заздалегідь збагачувати.

Способів витягання сталі з рідких сталеплавильних шлаків, випробуваних в

промислових умовах, немає, тому метал на підприємствах витягається тільки з твердих шлаків при первинній переробці їх в шлакових відділеннях і при вторинній - на подрібнювальних-сортувальних установках.

Первинне витягання металу вантажопідйомними електромагнітами організоване на багатьох підприємствах. Якнайповніше витягання може бути досягнуте при ретельному розпушуванні застиглої шлакової маси відповідними механізмами. При роботі на розжареному шлаку ефективність магнітної сепарації знижується. Через відсутність раціональної схеми прибирання і транспортування відходів виробництва в сталеплавильних цехах разом з шлаком в шлакові ями поступають металобрухт, відпрацьований пічний припас і інші відходи виробництва.

При первинній переробці шлаку, здійснюваній в шлакових відділеннях сталеплавильних цехів, витягається великий сталевий скрап, який переважно вільний від шлакових включень і домішок і часто не потребує додаткового очищення. Зашлакованість такого скрапу зазвичай не перевищує 5-7 %. Форма цього скрапу найчастіше відповідає формі внутрішньої поверхні нижньої частини шлакової чаші. Відбувається це в результаті з'єднання корольків металу, що розосереджені в масі шлаку і концентруються в нижній (донній) частині шлакової чаші. Звідси і повсякденна назва цього скрапу: «денця». Маса скрапу нерідко досягає 2-3 т і більше. Увесь великий скрап перед поверненням в плавку розбивається або розрізає, на габаритні шматки залежно від виду металургійного виробництва.

Зустрічається великий зашлакований скрап округлих і пластинчатих форм з лінійними розмірами до 500x600x600 мм. Цей скрап, що утворився в масі шлаку з безлічі корольків металу і що не осів на дно шлакової чаші, має середню масу 200-250 кг і витягається в шлакових ямах сталеплавильних цехів. Зашлакованість його складає 10-40 %. Очищення від мінеральної частини робиться за допомогою вантажу, що падає.

Як показали дослідження, проведені на НТМК і ММК, при первинній переробці шлаків з використанням електромагнітів кранів може бути витягнуто 60-65 % металу від загального його вмісту в шлаку. Проте дрібні шматки скрапу (- 300 мм) найчастіше залишаються і витягаються за допомогою магнітних сепараторів при подальшій переробці шлаку. Форма цих шматків найрізноманітніша, маса до-

сягає 60 кг, середня зашлакованість 50-60 % [16].

При механічній переробці шлаку процес магнітної сепарації служить подвійній меті: ліквідації втрат металу і забезпеченню безаварійної роботи подрібнювально-сортувального устаткування. Аналіз роботи шлакопереробних установок на окремих заводах показав, що безаварійна робота стандартних дробарок, особливо щічних і конусних, при дробленні конвертерних шлаків можлива в умовах ретельно організованої системи видалення з шлаку металу. Як було показано, основна частина металу має бути витягнута під час первинної переробки шлаку, а що залишилася - магнітними сепараторами, встановленими перед подрібнювальним устаткуванням. Проте необхідно відмітити, що на більшості підприємств вторинна переробка шлаків не організована, тому скрап вивозиться разом з шлаком у відвали.

Характеристика скрапу, витягнутого з конвертерного шлаку НЛМК в умовах первинної і вторинної переробки, представлена в таблиці 1.3.

Таблиця 1.3 - Характеристика скрапу, що витягається з конвертерного шлаку

Стадія переробки	Вид зашлакованого металу	Середні показники			
		Маса, кг	лінійні розміри, мм	зашлакованість, %	відносний питомих вміст, %
Первинна	Денця	2500	1300x1300x300	5	45
	Великий скрап	200	500x600x600	25	18
Вторинна	Скрап	20	100x200x300	55	16
	Дрібний скрап	1.5	50x100x150	60	14
	Корольки	0,02	5x8x10	80	7

Встановлено, що сталеплавильні шлаки після первинної переробки містять до 8 % металевого заліза у вигляді включень розміром від десятків до доль міліметра, що викликає необхідність вторинної переробки шлаків з максимальним витяганням металу.

Дрібний металопродукт, що витягнутий в процесі механічної переробки і має велику зашлакованість мінеральної складової, доцільно використовувати як добавку в агломераційній шихті.

Спеціальне устаткування для витягання металу з шлаку відсутнє, тому для витягання великого металу застосовуються вантажопідйомні електромагнітні

шайби М-42 і М-60. Міра витягання скрапу залежить від вмісту металу в початковому шлаку і підйомної сили електромагніту. За результатами досліджень інституту ВНДПВторчермет вантажопідйомність електромагнітної шайби М-42, складова на суцільному сталевому шматку 16 т, при зашлакованості скрапу 50-60 % падає до 227 кг витягаюча здатність електромагніту М-62 в 1,6 разу вище. Магніти встановлюються над транспортерами, що подають шлак на першу стадію дроблення для витягання металу з верхніх шарів шлаку. Для витягання металу з нижніх шарів стрічки конвеєра використовуються залізовідокремлювачі типу ШЭ120-100 (електромагнітний шків).

Витягаюча здатність електромагнітного шківа залежить від маси, форми і магнітних властивостей шматків скрапу, а також від великості, вологості, насипної маси шлаку і швидкості руху стрічки конвеєра.

Дослідження показують, що на середині шківа спостерігається максимум магнітної індукції, а у його краю індукція незначна, тобто найбільшому шару матеріалу на стрічці відповідає найбільша індукція.

Шківні залізовідокремлювачі досить ефективно працюють на витяганні легкого скрапу (менше 100 мм). Що ж до великих шматків, то скрап із зашлакованістю більше 60 % не витягається із стрічки конвеєра навіть при великих значеннях сили струму.

Один електромагнітний шків, як правило, не забезпечує повне витягання скрапу фракції 100-300 мм, у зв'язку з чим можливе попадання скрапу в робочу зону подрібнювального агрегату.

Одночасно з сепарацією відбувається захоплення скрапом мінеральних часток, розташованих під ним, що забруднює металопродукт і утрудняє його використання в металургійному виробництві. Тому установка шківного електромагніту для витягання металевих включень з маси початкового шлаку доцільна лише у тому випадку, якщо над конвеєром з шлаком додатково встановлений підвісний залізовідокремлювач, а вузол пересипки шлаку з віброживильника на стрічку конвеєра обладнаний спеціальним укриттям з припливно-витяжною системою, що забезпечує відбір дрібнофракційних складових і пилу з початкового шлаку.

Підвісні саморозвантажні залізовідокремлювачі типу ЕПР-120 зазвичай вста-

новлюються в корпусі вторинного дроблення для витягання металу з фракціонового щебеню. Розвантаження металу здійснюється з електромагніту безперервно транспортерною стрічкою, що рухається навколо них. Відстань між електромагнітом і найбільш видаленою поверхнею стрічки конвеєра має бути не більше 350 мм.

Для видалення металу з шлакового піску (фракція 5 мм) використовуються магнітні сепаратори ЕБС-90/00, 206 БСЕ. Останній має більшу продуктивність і збільшену напруженість магнітного поля на поверхні барабана.

Розробка спеціальних залізовідокремлювачів для сталеплавильних шлаків повинна вестися у напрямі модернізації сепараторів, що серійно випускаються, забезпечують безперервність процесу і велику продуктивність, зміни технологічних схем вузлів магнітної сепарації, в яких повинні враховуватися оптимальні режими процесів витягання металу з шлаку, а також створення нових і вдосконалення існуючих магнітних систем з високими фізичними характеристиками.

За результатами проведених досліджень оптимальних режимів магнітної сепарації конвертерних шлаків виготовлений дослідно-промисловий екземпляр залізовідокремлювача ЕП-2М для витягання металевих включень з шлакового піску завтовшки шару 40 мм при висоті підвіски 80 мм і напруженості магнітного поля в зоні сепарації в межах 80 кА/м.

Проведені дослідження показали, що при дотриманні оптимальних режимів процесу ефективність сепарації досягає 75-80 %. При цьому порівняно з серійними аналогами в три рази зростає продуктивність.

Скрап, витягнутий при переробці шлаку, перед використанням в металургійних агрегатах вимагає попереднього очищення і сортування.

Мінеральна складова є присутньою у витягнутому скрапі у вигляді механічно пов'язаної з ним частини і у вигляді дрібнофракційного пилу, захопленого скрапом при сепарації або що утворилася в результаті багатократних пересилок скрапу.

Для очищення скрапу від механічно пов'язаної мінеральної складової є декілька способів, але впроваджений у виробництво лише барабанний.

Одним з випробуваних в досвідчених умовах способів є електрогідравлічний, полягаючий в накопиченні впродовж 4-8 з енергії конденсаторної батареї з наступною розрядкою її впродовж декількох десятків мікросекунд в міжелектро-

дному іскровому проміжку на електродах, помічених в рідке робоче середовище. Це супроводжується освітою в навколишній рідині ударної хвилі, достатньої для дроблення міцних матеріалів. Можливість використання електрогідравлічного ефекту для очищення скрапу обґрунтовується тим, що міцність його мінеральної частини у багато разів менше міцності металеві складові.

У проведених інститутом «ВНДПВторчермет» дослідях вдалося понизити вміст мінеральної складові в 1,7 разу. Проте при цьому способі дуже високими виявилися енергетичні витрати.

Єдина промислова установка по механічному очищенню скрапу у барабанах впроваджена на Маріупольському металургійному комбінаті ім. Ілліча. Технологічна схема описана в розділі механічної переробки сталеплавильних шлаків. Ця технологія дозволила понизити зашлакованість металу з 40-60 до 10 %.

У Україні нині діють два документи, що регламентують використання скрапу в тому або іншому металургійному виробництві по зашлакованості і габаритах: ГОСТ 2787-75 «Метали чорні вторинні. Загальні технічні умови» і «Норми технологічного проектування і техніко-економічні показники по переробці сталеплавильних шлаків металургійних підприємств». Згідно з цими документами зашлакованість і габарити металу, витягнуваного із сталеплавильних шлаків, можуть коливатися в межах, вказаних таблиці 1.4.

Таблиця 1.4 – Характеристика металу, що міститься в шлаках

Використання металу	ГОСТ 2787 - 75		Норми технологічного проектування	
	зашлакованість, %	габарити мм	зашлакованість,	габарити, мм
Сталеплавильне виробництво	< 5	<800x500x500	< 20	> 250
Доменне виробництво	< 5	500	<50	20-250
Агломераційне виробництво			<60	До 20

У таблиці 1.5 наводяться дані ряду підприємств, в яких вказується зашлакованість скрапу, витягнуваного при переробці поточних і відвальних шлаків, і напрям його використання. На ряду металургійних підприємств зашлакованість скрапу, використовуваного в сталеплавильному виробництві, перевищує нормативну. Невеликі добавки металургійного скрапу у складі металошихти, мабуть, помітно не впливають на технологічні показники сталеплавильного процесу.

Таблиця 1.5 – Дані про використання металу, витягнутого із сталеплавильних шлаків

Металургійні комбінати	Зашлакованість витягнутого металу, %	Де використовується витяганий метал
Кузнецький	До 48	У доменному виробництві
Магнітогорський	30	У доменному, сталеплавильному виробництві
Нижньотагільський	20-25	40 % - в доменному виробництві ; 60 % - в мартенівському виробництві
Челябінський	26	У мартенівському електросталеплавильному виробництві
«Запоріжсталь»	До 30	У мартенівському виробництві
Дніпровський МК	18	У мартенівському і доменному виробництві

Використання металу, витягнутого з шлаку, дає великий економічний ефект: вартість 1 т металу, здобутого з шлаку, на 30- 40 % нижче за вартість металобрухту, що купується.

На заводі фірми «Юзинор» в Дюнкерке (Франція) металопродукт, зашлакований до 15-40 %, використовується в сталеплавильному виробництві, до 40-50 % - в доменному і до 50-70 % - агломераційному.

У США скрап фракції більше 16 мм, зашлакований до 15-40 %, використовується в мартенівському виробництві; фракції 9,5-76 мм, зашлакований до 35-40 %, - в доменному; фракції 3-19 мм, зашлакований до 50-70 %, - в агломераційному.

У Японії на металургійному заводі «Явата» скрап, зашлакованість, що має, до 37,3 %, використовується в доменному виробництві, а із зашлакованістю до 73,2 % - в агломераційному.

Використання зашлакованого металу в металургійному виробництві забезпечує отримання великого економічного ефекту [17].

1.5 Використання шлаків в металургії

1.5.1 Застосування сталеплавильних шлаків в доменних печах і аглошихті

Конвертерні шлаки містять до 80 % компонентів, які використовуються в якості шихтових матеріалів доменної плавки. Кількість заліза і марганцю в шла-

ках перевищує концентрацію їх в рудах, а вміст CaO і MgO в них вищий, ніж у вапняках і доломітах. При цьому в шлаках містяться такі компоненти, які сприяють зниженню в'язкості доменних шлаків і покращують ведення плавки. Найдоцільніше використовувати шлаки при виплавці чавунів в доменних печах, де застосовується сирий вапняк, при розкладанні якого потрібно значну кількість коксу.

За кордоном конвертерні шлаки досить широко застосовуються в доменних печах. У ФРН на підприємствах фірми «Тиссен» 12 % конвертерних шлаків йде в шихту доменних печей. У Японії на заводі «Куре» фірми «Ниссон сейко» витрата конвертерного шлаку складала 10-60 кг/т чавуну, що дозволило понизити собівартість сталі. Заміна частково або повністю конвертерним шлаком (26-55 кг/т чавуну) сирого вапняку на заводі в Порт-Кемба (Австралія) забезпечила зниження витрати коксу на 1-6 кг/т. На заводах США і Канади одночасно з конвертерним шлаком застосовується мартенівський, хоча концентрація оксидів Ca і Mg в нім дещо нижча.

Шлак додають в шихту з метою зниження витрати сирих флюсів, додаткового витягання заліза, марганцю.

Фірма «Доминьен фаундріз энд стил» (Канада) щорічно додає в доменні печі до 170 тис. т конвертерних шлаків великістю 6-100 мм. Це дозволяє замінити 30 % сирого флюсу і 25-30 % Mn за рахунок наявності оксидів Mn і Ca. Останнє особливо важливе, оскільки фірма не має агломераційної фабрики.

Витрата конвертерного шлаку в шихті доменних печей в США коливається від 45 до 110 кг/т чавуну. На заводі в Ашпленді 100 кг шлаку замінює 72 кг вапняку. При цьому з шлаку переходить 85 % Mn. Застосування шлаку фірмою «Нешл стил» дозволило підвищити Mn в чавуні з 0,5-0,7 до 0,9 %. На заводі фірми Уїлінг-Пітсбург» періодично замінювали конвертерним шлаком увесь сирий флюс (120 кг/т чавуну). Це не внесло істотних змін у витрату коксу, продуктивність і хід роботи печей.

У нашій країні конвертерний шлак в доменному виробництві застосовується в першу чергу там, де є конвертерний переділ. Тривалий час використовують конвертерний шлак в шихті доменних печей на Єнакіївському металургійному заводі. При добавках шлаку близько 53 кг/т чавуну витрата коксу знизилася на 5 кг/т чавуну, покращав хід печей за рахунок збільшення рідиноплинності шлаку.

Особливо ефективно використання конвертерних шлаків при виплавці ливарних чавунів з підвищеним вмістом фосфору і марганцю. Введення в шихту доменних печей заводу «Вільний Сокіл» конвертерних шлаків НЛМК дозволило виключити марганцеву руду, скоротити витрату флюсів і коксу, понизити простої доменних печей за рахунок поліпшення їх ходу.

На Криворізькому металургійному комбінаті витрата конвертерних шлаків досягала 46 кг/т чавуну. При середній витраті шлаку 32,2 кг/т чавуну було заощаджено відповідно до 24,6 кг вапняку, 8,8 кг агломерату і 4,3 кг коксу.

За даними ЧМК добавка конвертерного шлаку в доменну шихту знижує питому витрату агломерату на 3,4 кг, вапняку - на 6,1 кг, але збільшує витрату коксу на 0,2 кг на кожні 10 кг шлаку.

Найбільша витрата конвертерного шлаку в шихті доменних печей досягнута на НЛМК. Це пов'язано з тим, що на комбінаті введений цех переробки шлаків сталеплавильного виробництва, який дозволяє отримувати шлак, що містить необхідні для шихти доменних печей фракції. Разом з цим збільшилася частка низькофлюсованих окатишів, що викликало підвищення витрати флюсу. Нині в якості флюсу практично повністю застосовується конвертерний шлак. Продуктивність печей і витрата коксу майже не змінилися, а витрата вапняку і марганцевої руди знизилася пропорційно їх вмісту в шлаку. Вміст сірки в групі практично залишився на колишньому рівні, а фосфору збільшилося на 0,1 %.

У зв'язку з тим, що фосфор при доменній плавці майже повністю переходить в чавун, можливе збільшення цього елемента при використанні конвертерного шлаку. Аналіз показав, що застосування шлаку дійсно дещо підвищує концентрацію фосфору в чавуні, яка, проте, не перевищує заданої межі. Збільшення витрати конвертерного шлаку в доменній плавці призводить до постійного накопичення фосфору в чавуні. Для кожного підприємства ріст використання конвертерного шлаку може відбуватися до певної межі. Останній залежить від двох чинників: питомої витрати вапняку в шихті і вмісту фосфору в чавуні. Перший чинник визначається як переділ, при якому повністю виводиться вапняк, але подальше підвищення витрати шлаку приведе до збільшення витрати коксу; друга - максимальна витрата конвертерного шлаку, при якому вміст фосфору в чавуні не пере-

вищує допустимої межі.

Для підприємств, що роблять передільний чавун, максимальна витрата конвертерного шлаку коливається в досить широких межах (60-140 кг/т чавуну).

Дослідження по застосуванню конвертерних шлаків замість вапняку і марганцевої руди в аглошихті проводилися на ряду підприємств. На Маріупольському металургійному комбінаті ім. Ілліча використовували конвертерний шлак фракції 0-10 мм у кількості 3 %. Продуктивність аглострічки зросла на 18-21 %, вихід придатного збільшився на 2-4 %, вміст сірки в агломераті знизився в 2,5 разу. За даними цієї ж роботи, застосування конвертерного шлаку в аглошихті в промислових дослідах на Криворізькому металургійному комбінаті в кількості, що забезпечує заміну 10 % вапняку (20 кг на 1 т агломерату) при збереженні заданого хімічного складу агломерату, дозволило збільшити продуктивність агломашин з 107,2 до 109,4 т/ч, а вихід агломерату класу 0-5 мм понизити з 22,2 до 21,6 %.

Аналогічні випробування на НЛМК показали, що найкращі результати опинилися при застосуванні фракцій 3-5 мм.

Широке використання шлаку в аглодоменному виробництві стримується через відсутність на підприємствах установок по фракціонуванню шлаку. Згідно з технічними умовами, для шихти доменних печей потрібний шлак фракції 10-70 мм, а для аглошихти - фракції 0-10 мм. Отримання шлаку вказаних фракцій підприємства можуть здійснювати своїми силами на установках пересувного типу ПДСУ-БП [18].

1.5.2 Повторне використання шлаку в сталеплавильному виробництві

Кінцеві мартенівські, електросталеплавильні, а також конвертерні шлаки далекі від насичення по сірці і фосфору і мають високу здатність поглинати їх з металу. У зв'язку з цим на ЧерМК проведені дослідження по застосуванню конвертерних шлаків в мартенівських печах. Попередні результати показали можливість використання конвертерного шлаку в період завалки замість частини вапна, проте для отримання остаточних висновків і визначення оптимальних параметрів ведення процесу з добавками шлаку необхідно продовжити випробування.

На НЛМК в конвертери і електропечі давали витягнутий з конвертерного шлаку скрап із зашлакованістю до 70 %. Кількість скрапу складала 5 % від маси металодобавки. З обліком кількості СаО, що вводиться з шлаком, були зменшені добавки вапна. Досліди показали, що при цьому дещо знизилася концентрація сірки і фосфору в кінцевому металі і збільшився вміст марганцю.

Проведені випробування дозволяють зробити висновок, що високоосновні конвертерні шлаки можна використовувати як часткову заміну вапна в сталеплавильному виробництві.

Шлаки, що випускаються з конвертера при високій температурі, відносять з собою значну кількість тепла. Первинна переробка шлаку і його підготовка для повторного використання в сталеплавильному виробництві вимагають значних витрат на охолодження і дроблення. В той же час після завантаження шлаку в плавильні агрегати знову витрачається велика кількість тепла на його нагрів і розплавлення. У зв'язку з цим були зроблені спроби залишати в плавильному агрегаті частину шлаку від попередньої плавки.

На Карагандинському металургійному комбінаті розроблена і випробувана технологія продування чавуну з вмістом фосфору до 1,3 % із залишенням кінцевого конвертерного шлаку. У дослідях після розплавлення і переходу з чавуну основної маси фосфору первинний шлак викачували (вміст P_2O_5 в нім досягав 15 %), а новий шлак після випуску металу залишали в конвертері для наступної плавки. Технологія не лише виключає необхідність повторного нагріву шлаку, але і дозволяє використовувати тепло шлаку, що залишається від попередньої плавки, скоротити витрату вапна, марганцю і заліза і підвищити вміст P_2O_5 в шлаку. Такий шлак можна використовувати в сільському господарстві в якості фосфоровмісних добрив.

На Донецькому металургійному заводі проведені досліді по залишенню мартенівського кінцевого шлаку, який містить незначну кількість S і P і при завазці скрапу практично відразу ж вступає у взаємодію з металом. Проте недоліком залишення шлакового розплаву в мартенівській печі є неможливість візуального контролю стану подіни і її заправки, а також підвищений знос футерування при контакті з рідким шлаком. Стан подіни під час дослідів намагалися визначати за допомогою спеціальних щупів. При дослідженні надійних способів контролю і

поточного ремонту подіни печі технологія із залишенням шлаку виявилася цілком виправданою.

На Верх-Ісетському металургійному заводі кінцеві електросталеплавильні шлаки застосовували для рафінування мартенівської сталі. Для цього розплавлений кінцевий шлак електропечей зливали в сталерозливний ківш, в який потім випускали з мартенівської печі сталь. Аналізи показали, що при вмісті сірки в сталі у момент випуску $\sim 0,020$ % після переливання через розплавлений електросталеплавильний шлак її концентрація знижувалася до $0,008$ % [19].

Істотним недоліком такої технології є необхідність поєднання випусків сталі в електросталеплавильному і мартенівському агрегатах.

Рафінування сталі рідкими шлаками засноване на тому, що при переливанні металу через шлак утворюється своєрідна шлакометалева емульсія. Спливаючи, краплі шлаку захоплюють неметалічні включення, що містяться в металі, і, таким чином, рафінують його. Проте очищення металу від рідких включень часто не дає очікуваних результатів. Це пояснюється тим, що при зближенні двох рідких часток (шлаковою і включення) між ними виникає розклинюючий тиск, що перешкоджає їх з'єднанню і злиттю. При зближенні твердої частки з шлаковою краплею відбувається «проколювання» тонкого розділяючого шару. Змочування твердої неметалічної частки оксидним розплавом відбувається з великими швидкостями. Тому обробку металу, що містить рідкі неметалічні включення, доцільно здійснювати тугоплавкими твердими шлаками.

Досвід обробки металу тугоплавкими твердими шлаками проводили на Златоустовському металургійному заводі. Шлаковий порошок подавали на струмінь металу при випуску його з печі в ківш. Це дозволило понизити в порівнянні із сталлю, обробленою рідкими синтетичними шлаками, сульфідні і марганецьвмісні включення в 1,5-2 рази; оксидні включення виявилися на одному рівні.

Таким чином, всебічний аналіз процесів утворення та переробки техногенних відходів металургійного виробництва показав, що цей процес потребує постійної розробки сучасних технологій, впровадження їх в реальні виробництва та вдосконалення згідно з розвитком сьгоднішніх тенденцій металургії.

2 МАТЕРІАЛЬНИЙ БАЛАНС КОНВЕРТЕРНОЇ ПЛАВКИ

2.1 Призначення і хімічний склад сталі марки 10Г2ФБЮ

Сталь марки 10Г2ФБЮ використовується для виготовлення зварних труб для магістральних газо- і нафтопроводів північного виконання, тобто працюючих в північних широтах в умовах знижених температур. Із-за відповідальності конструкції і великих капіталовкладень на прокладення гілки трубопроводу до якості сталі пред'являються підвищені вимоги, такі як висока міцність ($\sigma_T \geq 590$ МПа), що поєднується з високою хладостойкістю ($KCU^{-60} \geq 0,5$ МДж/м²).

Хімічний склад сталі приведений в таблиці 2.1.

Таблиця 2.1 - Хімічний склад сталі, мас. частка, %

C	Si	Mn	P н.б.	S н.б.	Cr н.б.	Ni н.б.	Cu н.б.	Al н.б.	V	Nb	Ti	N н.б.	Ca н.б.	С _E
0,08 - 0,12	0,17 - 0,35	1,25 - 1,75	0,0 2	0,00 5	0,3	0,3	0,3	0,0 7	0,05 - 0,12	0,02 - 0,04	0,01- 0,03 5	0,0 1	0,00 6	0,4 3

2.2 Шихтові матеріали, їх склад (мас. частка, %)

У таблиці 2.2 показана зміна складу при виплавці сталі.

Таблиця 2.2 - Зміна складу при виплавці сталі марки 10Г2ФБЮ

Показники	Масові частка домішок, %				
	C	Si	Mn	S, н.б.	P, н.б.
Склад сталі по Госту	0,08-0,12	0,17-0,35	1,25-1,75	0,005	0,02
Чавун	4,6	0,52	0,33	0,005	0,05
Лом	0,25	0,3	0,5	0,015	0,025
Склад металошихти	3,73	0,476	0,364	0,007	0,045
Склад сталі перед випуском	0,065	сліди	0,056	0,0067	0,003
Окислювалося домішок	3,665	0,476	0,308	0,0003	0,042

Частка лому в завалці - 20 %, частка чавуну в завалці - 80 %.

Розрахунки ведемо на 100 кг металошихти.

2.3 Розрахунок складу металу перед випуском з конвертера

Вуглець.

Вміст вуглецю оцінюється по середньому марочному за вирахуванням вуглецю, що вноситься феросплавами в припущенні, що підвищення вмісту марганцю і хрому на 0,1% при використанні:

- - високовуглецевих феросплавів - вміст вуглецю збільшується на 0,01%;
- - середньовуглецевих феросплавів - на 0,003 %;
- - маловуглецевих феросплавів - на 0,001 %.

$$\text{Середньомарочний вміст вуглецю } C_{\text{ср.мар}} = \frac{(0,08+0,12)}{2} = 0,10 \%$$

Прийmemo вміст вуглецю в сталі перед випуском $[C]_{\text{вип}} = 0,065 \%$

Кремній: $[Si]_m$ - сліди.

Марганець.

$$\lg K_{Mn} = \frac{6440}{T} - 2,95 = \frac{6440}{1993} - 2,95 = 0,281 \Rightarrow K_{Mn} = 1,91 \quad (2.1)$$

Вміст марганцю на випуску визначається по формулі

$$G_{\text{шух}} \cdot \frac{[Mn]_{\text{шух}}}{100} = G_m \cdot \frac{[Mn]_m}{100} + G_{\text{шл}} \frac{55}{71} K_{Mn} \cdot \frac{[Mn]_m}{100} \cdot \frac{72}{56} (Fe)_{\text{общ}} \frac{\gamma_{FeO}}{\gamma_{MnO}} \quad (2.2)$$

$$t = 1720 \text{ } ^\circ\text{C}; B = 3,5; G_m = 90 \text{ кг}; G_{\text{шл}} = 11 \text{ кг}$$

Вміст \square визначається по формулі

$$Fe_{\text{общ}} = \frac{56}{72} (4B + \frac{0,3}{[C]} + 10^{-6} (t_{\text{мет}})^2 + 1,25) \quad (2.3)$$

$$Fe_{\text{общ}} = \frac{56}{72} \cdot (4 \cdot 3,5 + \frac{0,3}{[0,065]} + 10^{-6} \cdot 1720^2 + 1,25) = 17,75 \%$$

При $B = 3,5$ приймаємо $\chi_{Si} = 0,16$

$$\lg \left(\frac{\gamma_{FeO}}{\gamma_{MnO}} \right) = \frac{2180}{T} \cdot \chi_{Si} = \frac{2180}{1993} \cdot 0,16 = 0,175 \Rightarrow \frac{\gamma_{FeO}}{\gamma_{MnO}} = 1,496$$

$$[Mn]_m = \frac{100 \cdot 0,364}{90 + 11 \cdot 1,91 \cdot 17,75 \cdot 1,496 \cdot \frac{55}{71} \cdot \frac{72}{56}} = 0,056$$

Фосфор.

Коефіцієнт розподілу фосфору визначається по формулі

$$\lg L_p = \lg \frac{[P]_{\text{шух}}}{[P]_m} = \frac{22350}{T} - 16 + 2,5 \cdot \lg (Fe)_{\text{общ}} + 0,08 \cdot (CaO) \quad (2.4)$$

$$\lg L_p = \frac{22350}{1993} - 16 + 2,5 \cdot \lg 17,75 + 0,08 \cdot 47 = 2,11 \Rightarrow L_p = 128,7$$

$$(CaO)_{шл} = 47 \%; \quad P_m = 0,045 \cdot \frac{1}{0,9 + 0,11 \cdot 128,7} = 0,003 \%$$

2.4 Розрахунок десульфурації чавуну

Витрата магнію для попередньої десульфурації чавуну визначається по формулі

$$Q_{Mg} = \frac{10 \cdot ([S]_{нач} - [S]_{кон}) \cdot \frac{24}{32}}{\beta}, \quad (2.5)$$

де Q_{Mg} - витрата магнію, кг/т;

$[S]_{нач}$ і $[S]_{кон}$ - початковий і кінцевий вміст сірки в чавуні, відповідно, %;

β - коефіцієнт використання магнію, рівний 0,35.

$$Q_{Mg} = \frac{10 \cdot (0,014 - 0,005) \cdot \frac{24}{32}}{0,35} = 0,19 \text{ кг/т}$$

Оцінимо вміст сірки в металі перед випуском з конвертера за умови проведення попередньої десульфурації чавуну магнієм.

Необхідно враховувати попадання в конвертер близько 0,1 % від маси чавуну шлаку, що утворився, масова частка сірки в якому складає 2-3 %. Масову частку сірки в шлаку приймаємо рівною 3 %.

Тоді вміст сірки в металі перед випуском з конвертера за умови проведення попередньої десульфурації чавуну магнієм складе

$$[S]_m = \frac{0,007 + 0,08 \cdot 3/100}{90/100 + 11/100 \cdot 4,5} = 0,0067 \%,$$

де 0,007 - вміст сірки в металошихті за умови проведення попередній десульфурації чавуну, кг; 0,08 - маса шлаку, що утворився, кг; 90 - маса металу, кг; 11 - маса шлаку, кг; 4,5 - коефіцієнт розподілу сірки.

2.5 Визначення витрати вапна і складу кінцевого шлаку

Загальна кількість шлаку, що утворюється, визначається по формулі

$$G_{шл} = G_{шл}^{ок.прим} + G_{шл}^{ок.Фe} + G_{шл}^{изв} + G_{шл}^{фут} + G_{шл}^{микс} + G_{шл}^{загр} \quad (2.6)$$

$$G_{\text{шл}}^{\text{ок.прим}} = 2,14 \cdot \Delta[\text{Si}] + 1,29 \cdot \Delta[\text{Mn}] + 2,29 \cdot \Delta[\text{P}] = 2,14 \cdot 0,476 + 1,29 \cdot 0,308 + 2,29 \cdot 0,042 = 1,512 \text{ кг}$$

У таблиці 2.3 приведений склад матеріалів, що беруть участь в шлакоутворенні.

Таблиця 2.3 - Склад різних матеріалів, що беруть участь в шлакоутворенні, мас. частка, %

Матеріал	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	S	CO ₂	H ₂ O
Вапно	84	3	2,8	7	-	3,1	-
Міксерний шлак	23	48	6	5	0,4	-	-
Фугерування	34	3	1,8	60	-	-	-
Забруднення лому	-	65	35	-	-	-	-

$$G_{\text{CaO}} = G_{\text{изв}} \cdot \frac{(\% \text{CaO})_{\text{изв}}}{100} + G_{\text{микс.шл}} \cdot \frac{(\% \text{CaO})_{\text{микс.шл}}}{100} + G_{\text{фут}} \cdot \frac{(\% \text{CaO})_{\text{фут}}}{100} \quad (2.7)$$

$$G_{\text{SiO}_2} = G_{\text{ших}} \cdot \frac{2,14[\text{Si}]}{100} + G_{\text{изв}} \cdot \frac{(\% \text{SiO}_2)_{\text{изв}}}{100} + G_{\text{микс.шл}} \cdot \frac{(\% \text{SiO}_2)_{\text{микс.шл}}}{100} + G_{\text{загр.лом}} \cdot \frac{(\% \text{SiO}_2)_{\text{лом}}}{100} \quad (2.8)$$

$$G_{\text{фут}} = 0,2 \text{ кг}; \quad G_{\text{загр.лом}} = 0,2 \text{ кг}; \quad G_{\text{микс.шл}} = 0,2 \text{ кг}$$

$$G_{\text{изв}} = \frac{3,5 \cdot (100 \cdot 2,14 \cdot 0,476 / 100 + 0,45 \cdot 48 / 100 + 0,2 \cdot 65 / 100)}{84 / 100 - 3,5 \cdot 3 / 100} - \frac{0,45 \cdot 84 / 100 + 0,2 \cdot 34 / 100}{84 / 100 - 3,5 \cdot 3 / 100} = 5,883 \text{ кг}$$

Вміст заліза в шлаку визначається через основність шлаку, вміст вуглецю в металі і його температуру

$$(Fe)_{\text{обц}} = \frac{56}{72} \cdot (4 \cdot 3,5 + \frac{0,3}{[0,065]}) + 1720^2 \cdot 10^{-6} + 1,25 = 17,75 \%$$

Приймаємо, що із загального вмісту оксидів заліза в шлаку 80 % складає FeO і 20 % Fe₂O₃

$$(FeO) = (Fe)_{\text{обц}} \cdot 1,28 \cdot 0,8 = 18,18 \%; \quad (Fe_2O_3) = (Fe)_{\text{обц}} \cdot 1,43 \cdot 0,2 = 5,08 \%$$

$$\text{Загальна маса шлаку } G_{\text{шл}} = \frac{8,245}{(1 - 0,233)} = 10,75 \text{ кг}$$

У таблиці 2.4 приведені кількість і склад шлаку.

Таблиця 2.4 - Кількість і склад шлаку

Показник	Маса, кг	Маса компонентів, кг/100кг шихти								
		CaO	SiO ₂	MnO	MgO	P ₂ O ₅	Al ₂ O ₃	Fe _{заг}	FeO	Fe ₂ O ₃
Окислення домішок	1,512	-	1,019	0,397	-	0,096	-	-	-	-
Добавки вапна	5,883	4,942	0,176	-	0,412	-	0,165	-	-	-
Витрата вогнетривів	0,2	0,068	0,006	-	0,120	-	0,004	-	-	-
Міксерний шлак	0,45	0,104	0,216	-	0,023	-	0,027	-	-	-

Забруднення лому	0,2	-	0,130	-	-	-	0,070	-	-	-
Маса шлаку без FeO	8,245	5,182	1,547	0,397	0,555	0,096	0,266	-	-	-
Загальна маса шлаку	10,750	5,182	1,547	0,397	0,555	0,096	0,266	1,775	1,818	0,508
Склад шлаку	100	48,2	14,4	3,7	5,2	1	2,5	16,5	16,91	4,73

2.6 Визначення виходу рідкої сталі

Вихід рідкої сталі визначається по формулі

$$G_{ст} = G_{ших} - G_{ок}^{прим} - G_{ок}^{Fe} - G_{пот}^{нль} - G_{лом}^{загр} - G_{пот}^{кор} \quad (2.9)$$

$$G_{ок}^{прим} = \Delta[C] + \Delta[Si] + \Delta[Mn] + \Delta[P] = 3,665 + 0,476 + 0,308 + 0,042 = 4,491 \text{ кг}$$

$$G_{ок}^{Fe} = \frac{(\% Fe)_{общ}}{100} \cdot G_{шл} = \frac{17,75}{100} \cdot 10,75 = 1,908 \text{ кг}$$

$$G_{пот}^{нль} = 2 \cdot \frac{G_{ших}}{100} = 2 \text{ кг}; \quad G_{пот}^{кор} = 8 \cdot \frac{G_{шл}}{100} = 0,86 \text{ кг}$$

$$G_{лом}^{загр} = 1 \cdot \frac{G_{лом}}{100} = 0,2 \text{ кг}; \quad G_{ст} = 100 - 4,491 - 1,908 - 2 - 0,2 - 0,86 = 90,541 \text{ кг}$$

$$\text{Вихід рідкої сталі : } y = \frac{G_{ст}}{G_{ших}} = \frac{90,541}{100} = 0,905$$

2.7 Визначення витрати кисню

$$G_{O_2}^{газ} + G_{O_2}^{окал} = G_{O_2}^{прим} + G_{O_2}^{Fe} + G_{O_2}^{нль} \quad (2.10)$$

$$G_{O_2}^{прим} = \frac{G_{ших}}{100} \left[(1-\eta) \frac{16}{12} \Delta C + \eta \frac{32}{12} \Delta C + \frac{32}{28} \Delta Si + \frac{16}{55} \Delta Mn + \frac{80}{62} \Delta P \right] \quad (2.11)$$

$\eta = 0,12$ - частка вуглецю, що окислюється до CO_2

$$G_{O_2}^{прим} = (1-0,12) \cdot \frac{16}{12} \cdot 3,665 + 0,12 \cdot \frac{32}{12} \cdot 3,665 + \frac{32}{28} \cdot 0,476 + \frac{16}{55} \cdot 0,308 + \frac{80}{62} \cdot 0,042 = 6,161 \text{ кг}$$

$$G_{O_2}^{Fe} = G_{шл} \cdot \frac{(Fe)_{общ}}{100} \cdot 0,238 = 10,75 \cdot \frac{17,75}{100} \cdot 0,238 = 0,454 \text{ кг}$$

$$G_{O_2}^{нль} = G_{нль} \cdot \frac{64}{232} = 2 \cdot \frac{64}{232} = 0,552 \text{ кг}; \quad G_{O_2}^{окал} = G_{окал} \cdot 0,27 = 2 \cdot 0,27 = 0,054 \text{ кг}$$

$$G_{O_2}^{газ} = 6,161 + 0,454 + 0,552 - 0,054 = 7,113 \text{ кг}; \quad G_{O_2}^{мехн} = \frac{G_{O_2}^{газ}}{\{\% O_2\}} \cdot \frac{1}{k} = \frac{7,113}{0,998} \cdot \frac{1}{0,95} = 7,502 \text{ кг}$$

$$V_{O_2}^{мехн} = \frac{G_{O_2}^{мехн}}{32} \cdot 22,4 = \frac{7,502}{32} \cdot 22,4 = 5,251 \text{ м}^3$$

2.8 Визначення кількості газів, що відходять

Кількість газів, що відходять, визначається по формулі

$$G_{\text{газ}}^{\text{отх}} = G_{\text{CO+CO}_2}^{\text{окисл}} + G_{\text{CO}_2+\text{H}_2\text{O}}^{\text{изв}} + G_{\text{N}_2}^{\text{в.кисл}} + G_{\text{неисп.О}_2} \quad (2.12)$$

$$G_{\text{CO+CO}_2}^{\text{окисл}} = \frac{G_{\text{шух}}}{100} \left[\frac{28}{12} \Delta C(1-\eta) + \frac{44}{12} \Delta C \eta \right] = \frac{28}{12} \cdot 3,665 \cdot (1-0,12) + \frac{44}{12} \cdot 3,665 \cdot 0,12 = 9,138 \text{ кг}$$

$$G_{\text{CO}_2+\text{H}_2\text{O}}^{\text{изв}} = G_{\text{изв}} \frac{\{\% \text{CO}_2\}^{\text{изв}} + \{\% \text{H}_2\text{O}\}^{\text{изв}}}{100} = 5,883 \cdot \frac{3,1}{100} = 0,182 \text{ кг}$$

$$G_{\text{N}_2}^{\text{в.кисл}} = G_{\text{O}_2}^{\text{техн}} \frac{\% \text{N}_2^{\text{в.кисл}}}{100} = 0,016 \text{ кг}$$

$$G_{\text{неисп.О}_2} = G_{\text{O}_2}^{\text{техн}} (1-k) \frac{\% \text{O}_2^{\text{в.кисл}}}{100} = 7,502 \cdot (1-0,95) \cdot \frac{99,788}{100} = 0,374 \text{ кг}$$

$$G_{\text{газ}}^{\text{отх}} = 9,138 + 0,182 + 0,016 + 0,374 = 9,71 \text{ кг}$$

Об'єм газів, що відходять, визначається по формулі

$$V_i = G_i \frac{22,4}{M_i} \quad (2.13)$$

$$V_{\text{CO+CO}_2} = 9,138 \cdot \frac{22,4}{28} = 2,843 \text{ м}^3 (89,3 \%); \quad V_{\text{CO}_2+\text{H}_2\text{O}} = 0,182 \cdot \frac{22,4}{62} = 0,066 \text{ м}^3 (2,1\%)$$

$$V_{\text{N}_2} = 0,016 \cdot \frac{22,4}{28} = 0,013 \text{ м}^3 (0,4\%); \quad V_{\text{O}_2} = 0,374 \cdot \frac{22,4}{32} = 0,262 \text{ м}^3 (8,2\%)$$

$$\sum V_i = 3,184 \text{ м}^3 (100\%)$$

У таблиці 2.5 приведений матеріальний баланс конвертерної плавки.

Таблиця 2.5 - Матеріальний баланс конвертерної плавки

Прихід	кг	Витрата	кг
Чавун	80	Сталь	90,541
Металобрухт	20	Шлак	10,75
Вапно	5,883	Гази	9,71
Міксерний шлак	0,45	Втрати металу	
Футерування	0,2	- -з пилом	2
Кисень	7,502	- -з корольками в шлаку	0,86
Разом	114,035	Разом	113,861

Нев'язка: 0,15 %

3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

РОЗРОБКА І ВПРОВАДЖЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ПЕРЕРОБКИ І

ВИКОРИСТАННЯ ШЛАКІВ В МЕТАЛУРГІЙНОМУ ВИРОБНИЦТВІ

3.1 Переробка сталеплавильних шлаків і використання продуктів переробки

Аналіз літературних даних і досвід переробки шлаків показав, що із сталеплавильними шлаками втрачається в середньому 12 % металу від маси шлаку. У сталеплавильний шлак метал потрапляє головним чином в результаті перенесення його газовими пухирями при кипінні ванни або продуванні її газами. Додаткова поява корольків металу в кінцевих шлаках відбувається, мабуть, при випуску сталі під час дроблення струменя металу, сильного перемішування і взаємного емульгування фаз. Крім того, метал в шлак може потрапляти за рахунок інтенсивного перемішування при випуску з плавильного агрегату, при падінні струменя металу і шлаку в ківш, а також при переливанні їх з ковша в шлакову чашу.

Багато років із сталеплавильних шлаків отримували нефракціонований щебінь по ТУ 14-105-500-94 для дорожнього будівництва і відбирали великогабаритний лом, який після переробки повертався у виробництво. Велика частина шлаку не знаходила збуту і складувалася.

Перспективним напрямом переробки відходів на сучасному комбінаті є введення в експлуатацію подрібнювально-сортувальної установки, на якій можна переробляти щорічно до 600 тис. т найбільш цінного для металургійного виробництва конвертерного шлаку. Отримувана продукція - фракціонований шлак - повністю використовується при виробництві агломерату (фракція 0-10 мм) і для виплавки чавуну в доменних печах (фракція 10-100 мм). Лом у кількості 40 тис. т/рік переробляється і використовується в сталеплавильному виробництві.

Несортований конвертерний шлак доставляється автомобільним транспортом з конвертерного виробництва на приймальний майданчик, розташований перед ПСУ цеху шлакопереробки. Доставлений шлак переміщається бульдозером в зону роботи екскаватора, який завантажує його в приймальні бункери. Шматки шлаку і лому розміром більше 400 мм відбираються екскаватором і складуються окремо з наступним отмагнічуванням великогабаритної лому і розбиванням вели-

ких шматків шлаку. З приймального бункера шлак поступає на пластинчатий живильник, з якого стрічковими металовідокремлювачами витягається лом, а шлак транспортером подається на грохот № 1. Несортований шлак, потрапляючи на грохот, розділяється на дві частини: підситний продукт (фракція 0-60 мм), минувши дробарку, потрапляє на конвеєр, а верхній продукт (фракція від 60 до 400 мм) дробиться на щічній дробарці до фракції 0-100 мм. Далі шлак розсіюється на грохоті № 2 на фракції від 0 до 10 мм і від 0 до 100 мм. Потім готова продукція потрапляє в шлаконакопичувачами, звідки автомобільним транспортом відвантажуються споживачам.

Оскільки конвертерний шлак містить $Fe_{\text{заг}}$ з масовою часткою 20-22 %, має високу основність - 3,4, то фракція 0-10 мм використовується в якості залізовмісної флюсуючої добавки, замінюючи частину вапняку в агломераційному виробництві. Витрату його в агломераційну шихту складає близько 50 кг/т агломерату.

Застосування конвертерного шлаку в агломераційному виробництві дозволило зменшити потребу у вапняку і залізорудних концентратах і отримати економічний ефект.

У доменному виробництві залізорудна частина шихти складається з офлюсованого агломерату, окатишів, запорізького залізняку і конвертерного шлаку (фракція 10-100 мм). На виплавку 1 т чавуну витрачається: агломерату - 1054 кг (64 %), окатишів - 450 кг (27,4 %), залізняку - 80 кг (4,9 %), конвертерного шлаку - 60 кг (3,7 %). Основність окатишів і залізняку низька, і за наявності цих складових в доменній шихті потрібно додаткові витрати оксиду кальцію для отримання в доменній печі шлаку з основністю 1,05. Бракуюча кількість оксидів кальцію частково вводиться до складу агломераційної шихти у вигляді вапняку і дрібного конвертерного шлаку, а інша частина поступає в доменну піч з великим конвертерним шлаком [20].

Застосування конвертерного шлаку для виплавки чавуну дозволило понизити основність агломерату, тим самим додатково понизити витрату вапняку на агломерацію, підвищити в агломераті вміст заліза, поліпшити властивості агломерату. Крім того, знизилася витрата агломерату, оскільки утилізувалося залізо, що міститься в конвертерному шлаку.

Проте конвертерний шлак містить підвищену кількість фосфору, сірки, а також оксиду титану, що є негативною характеристикою. Особливістю аглодоменого виробництва є використання для виробництва агломерату ковдорського концентрату з магнезійною порожньою породою, масова частка TiO_2 в якому складає 0,96 %. Із-за природних коливань вмісту оксиду титану в компонентах шихти, непостійності їх співвідношення, а також коливань теплового режиму роботи доменних печей, масова частка титану в чавуні і оксиду титану в доменних печах досягає 0,25 і 1,4 % відповідно. При цьому утворюється підвищена кількість карбідів титану в чавуні, які погіршують роботу доменних печей і сприяють масовому «закозління» чавуновозних ковшів. Фосфор повністю переходить в чавун і для його видалення в сталеплавильних цехах потрібні додаткові витрати.

На сучасному металургійному виробництві нині утилізувалося більше 50 % конвертерного шлаку, який після переробки використовується у виробництві як цінна залізовмісна флюсуюча добавка.

Ділянку переробки сталеплавильних шлаків розташовують у майданчика складування мартенівських, електросталеплавильних і конвертерних шлаків, що пройшли стадію стабілізації структури не менше одного року. Кінцевим продуктом переробки сталеплавильних шлаків після дроблення, сепарації і грохочення є: щебінь фракцій 0-10 мм і 40-120 мм для дорожнього будівництва, а також для аглодоменого виробництва і виплавки сталі. Лом нині випускається також трьох фракцій: 0-10 мм - для агломераційного виробництва, 10-50 мм - для доменного виробництва і 50-250 мм - для сталеплавильного виробництва.

Початковий матеріал із складу-накопичувача привозять на установку автосамоскидами або одноковшовими навантажувачами. Шлак вивантажують в живильник, який подає його на колосниковий грохот з розміром отворів в ґратах 250 мм. Шматки розміром більше 250 мм потрапляють в кишень-накопичувач, звідки вони вивозяться на відкритий майданчик, де шлак проходить дві стадії обробки: отмагнічування шайбою великогабаритної лому і дроблення навісним молотом шматків, що залишилися, на дрібніші фракції.

Отмагнічений великогабаритний лом доставляється на склад готової продукції або відвантажується в сталеплавильне виробництво. Подрібнений шлак навантажувачем подається на живильник, а потім на грохот.

Відсіяна на грохоті фракція менше 250 мм по конвеєрах транспортується на вібраційний жолоб, де шлак розташовується рівним шаром і послідовно у барабанний або стрічковий металовідокремлювач. Отмагнічений лом сортується на трьохситному грохоті на фракції: 0-10 мм, 10-50 мм і 50-250 мм. Відсортований лом потрапляє в кишені накопичувачі, звідки у міру накопичення вирушає на склад готової продукції або споживачам.

Шлакова складова, проходячи систему грохотів, щічну дробарку і металовідокремлювач, сортується на три фракції, які також доставляються на склад готової продукції, звідки відвантажуються споживачам.

Після пуску установки отримуваний дрібний лом фракції 0-10 мм змішується на складі з фракцією 0-10 мм конвертерного шлаку з ДСУ і застосовуються в шихту для отримання агломерату [21].

3.2 Використання конвертерного шлаку в конвертерному виробництві

У 350-т промислових конвертерах відпрацьовано і освоєно два методи використання конвертерних шлаків:

- ведення конвертерної плавки із залишенням частини кінцевого шлаку;
- застосування твердого оборотного шлаку.

Робота із залишенням кінцевого шлаку від попередньої плавки передбачає в цілях безпеки обов'язкове його розкислювання і загущення перед заливкою чавуну. Конвертерний шлак, масова частка компонентів в якому: 14,0 % SiO_2 ; 41,7 % CaO ; 3,5 % MnO ; 3,4 % MgO і 16,5 % $\text{Fe}_{\text{заг}}$ і що залишається в конвертері у кількості 33 кг/т сталі, забезпечує більше раннє шлакоутворення і в результаті цього кращі умови десульфурзації і дефосфорації, а також дозволяє підвищити вихід рідкої сталі (на 1 %) і понизити витрату вапна (на 15 кг/т) і плавикового шпату (на 0,8 кг/т). Крім того, внаслідок раннього шлакоутворення покращуються умови служби футерування конвертера.

Використання таких же конвертерних шлаків, але в твердому виді також дозволяє підвищити вихід придатного (на 0,9 %), понизити витрату вапна і вести

процес без застосування плавикового шпату, забезпечує сприятливіші умови праці, а також можливість гнучкішого регулювання процесів шлакоутворення шляхом розосередження присадок твердого шлаку по ходу кисневого продування.

Існують і інші можливості повторного використання сталеплавильного шлаку, наприклад, для позадоменної обробки чавуну.

3.3 Можливості обробки чавуну конвертерним шлаком

Радикальним способом зменшення питомої витрати ресурсів є максимальне і комплексне використання первинних матеріалів на виробництво продуктів, тобто маловідходна технологія при мінімальній витраті енергії. Виконання цієї вимоги можливе при розширенні сортаменту металургійної продукції. Рециркуляція проміжних продуктів і допоміжних матеріалів в технологічному циклі дозволяє повністю використовувати основні компоненти сировини і накопичувати компоненти, що містяться в малих кількостях, з наступним їх виділенням або виробництвом на їх основі товарної продукції. З цієї точки зору сталеплавильні шлаки можуть бути використані не лише як шихта в аглодоменному виробництві, але і як рафінація в рідкому виді для позапічної обробки чавуну.

Використання основної кількості конвертерних шлаків металургійного виробництва після їх регенерації як продукту виробництва для рафінування чавуну дозволить понизити витрату флюсуючих і рафінуючих матеріалів, зменшити шлакові відходи і відвали, сприяє економії енергоресурсів, підвищенню чистоти довокілля.

3.4 Фізико-хімічні властивості техногенних відходів конвертерної плавки

Визначення фракційного складу початкового конвертерного шлаку проводили шляхом розсівання на віброситах і зважування окремих фракцій на технічних вагах в лабораторних умовах.

У таблицях 3.1, 3.2 представлені аналізи різних видів шлаків розсіяних на фракції 40÷80, 40÷20, 20÷10, 10÷5 мм.

Таблиця 3.1 - Хімічний склад конвертерних шлаків

Вид шлаку	Фракція, мм	Вміст, %									
		Fe _{заг}	FeO	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MnO	S	P ₂ O ₅	TiO ₂
Конвертерний первинний	40-80	15,82	15,9	42,21	6,50	12,76	1,71	4,55	0,1	9,58	0,248
	20-40	16,77	13,69	42,68	6,50	13,80	2,03	Н.о.	0,1	8,66	0,254
	10-20	16,38	11,09	40,33	6,50	13,53	2,11	4,18	0,1	7,38	0,244
	5-10	17,10	9,05	39,40	7,19	13,17	2,29	4,25	0,1	7,69	0,246
	00-5	15,93	8,02	40,33	10,0	12,45	2,23	3,92	0,1	7,61	0,231
Конвертерний змішаний	40-80	24,45	21,01	41,90	5,59	8,90	2,10	Н.о.	0,2	6,88	0,193
	20-40	23,17	19,99	40,33	6,60	9,42	1,83	3,94	0,1	6,62	0,186
	5-10	20,87	17,30	42,21	5,92	10,84	2,15	3,62	0,1	5,70	0,201
Відвальний	+80	20,70	18,10	40,35	6,50	12,57	3,66	5,35	0,1	4,64	0,220
	40-80	21,68	18,37	42,21	5,34	10,33	2,43	4,30	0,0	5,98	0,183
	00-5	17,82	7,47	38,46	60,3	13,37	2,47	3,34	0,1	4,97	0,202

Таблиця 3.2 - Хімічний склад різних фракцій скрапу витягнутого з конвертерного шлаку

Фракції скрапу, мм	Вміст компонентів, %								
	Fe _{заг}	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MnO	S	P	Zn
15÷60	65,52÷ 61,71	5,98÷ 6,79	2,63÷ 1,31	1,56÷ 3,19	0,083÷ 0,59	2,48÷ 1,19	0,006	0,162	0,01
00÷15	42,13÷ 55,18	20,12÷ 22,58	3,18÷ 4,30	8,33÷ 10,45	0,089÷ 1,23	2,55÷ 3,09	0,077	0,077÷ 0,84	0,015

Відмічено, що в первинному конверторному шлаку міститься понижений вміст заліза і підвищений вміст фосфору. У змішаному - первинному і вторинному конверторному шлаку поточного виробництва міститься на 8-10 % більше заліза і менше на 2-3 % вміст п'ятиокису фосфору.

Крім того, на рис. 3.1 приведена мікроструктура конвертерного шлаку. Мікрошліф готували таким чином: в епоксидну смолу внесли незначну кількість подрібненої частини скрапу конвертерного шлаку фракції 0-15 мм, після чого ретельно перемішали із смолою до отримання однорідної маси, потім кашкоподібну суміш залили в циліндричну форму діаметром 1,5 см, заввишки 2 см після остаточного твердіння, отриманий таким чином зразок, підготували до структурного аналізу.

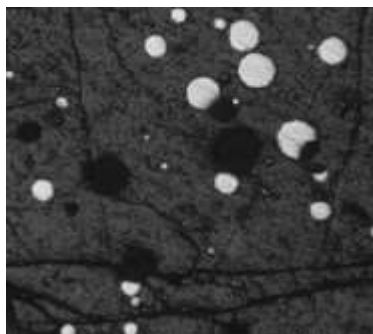


Рисунок 3.1 – Скрап шлаку конвертерного фракції 0-15 мм. Шліф нетруєний x50

Як показали результати вивчення форми, розмірів часток, металеві включення конвертерного шлаку має правильну кулясту форму часток розмірами від 20-30 мкм. Таким чином, шлак конвертерного виробництва є техногенним відходом в якому залізовмісна частина представлена у вигляді найдрібніших металевих корольків різної дисперсності. Отримані результати - свідoctво того, що в процесі охолодження і застигання рідкого конвертерного шлаку відбувається розшарування [22].

Неоднорідність шлаку є передумовою для вивчення розподілу захопленого шлаку методом магнітної сепарації [23].

Впровадження в технологію виробництва витягання мелкодисперсного металу шляхом магнітної сепарації подрібненого конвертерного шлаку з подальшим брикетуванням отриманого збагаченого продукту дозволить значно зменшити втрати заліза у відвалах.

По структурі відвал сталеплавильних шлаків якісно подібний до відвала доменних шлаків, проте кількісні співвідношення власне шлаку і інших компонентів розрізняються. У відвалі міститься в середньому 18 % (максимум 25 %) металевих включень гранулометричний і якісний склади яких приведені в таблиці 3.3.

Таким чином, при розробці відвала основну масу витягнутого магнітного продукту складатиме дрібний зашлакований матеріал. Вміст лому вогнетривів у відвальних сталеплавильних шлаках складає в середньому 0,5 %, але в окремих шарах 8 - 10 %; кількість сміття істотно більша, ніж в доменних шлаках, і на деяких ділянках досягає 10 - 12 %.

Дослідження гранулометричного складу відвальних сталеплавильних шлаків показало, що в порівнянні з доменними шлаками матеріал містить істотно більшу кількість великих фракцій (> 70 мм) в таблиці 3.4.

Таблиця 3.3 - Гранулометричний і якісний склади відвальних шлаків

Скрап із зашлакованістю < 5 % крупністю, мм:	Вихід, % магнітного продукту
> 300	0,8
70 - 300	0,3
40-70	2,7
20-40	3,8
0-20	2,8
Сторонній металобрухт	1,5
Скрап із зашлакованістю до 65 % ((середня зашлакованість 36,2 %) крупністю, мм:	Вихід, % магнітного продукту
> 300	1,2
70 - 300	9,2
20-40	17,2
10-20	20,1
0-10	40,5

Таблиця 3.4 - Гранулометричний склад сталеплавильного шлаку

Великість класу, мм	Вихід класу, %
> 500	3
500-300	4
120 -300	10
70-120	18
40 - 70	17
40-20	14
20-10	10
5-10	12
0-5	14

Хімічний склад відвальних сталеплавильних шлаків (15,8-24,2 % SiO_2 , 31,1-40,2 CaO , 2,0-4,9 % Al_2O_3 , 8,9-10,1 % MgO ; 4,01-10,1% MnO , 15,9 - 18,6 % FeO , 0,04 - 0,06 % S) коливається в ширших межах, тому що сама технологія сталеплавильного обумовлює великі коливання хімічного складу шлаку.

В результаті розробки був запропоновано створення вузла приймання шлаку у складі залізничного під'їзду, спланованого майданчика (складу приймання шлаку з відвала), з устаткуванням вузла екскаватором, дизельним електричним краном з вантажопідйомним магнітом, а також здійснено низку заходів по проектуванню подрібнювально-сортувального комплексу.

За попередньою оцінкою, з кожного 1 млн.т переробленого на комплексі сталеплавильного шлаку з відвала можна отримати, тис. т : фракціонованого щебеню 800, у тому числі фракцій 0-10 мм - 450, 10-40 мм - 210, 40 - 120 мм - 140;

лому вогнетривів 35; магнітного продукту 115; скрапу кольорових металів і корозійностійкої сталі 15. Технологічні втрати при переробці складуть 35 тис. т.

Схема ланцюга апаратів відділення дроблення і сортування для переробки сталеплавильних шлаків представлена на рисунку 3.2.

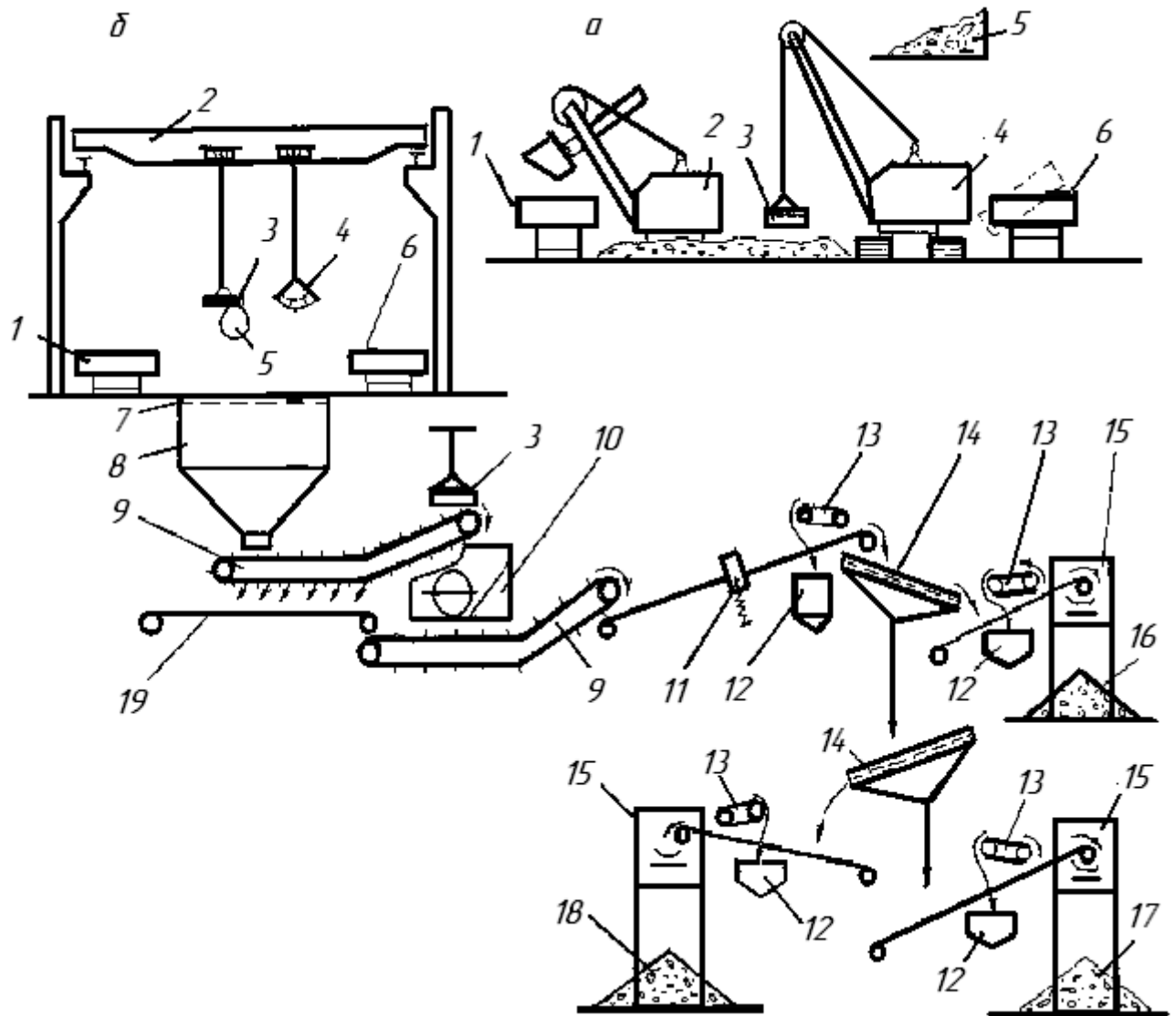
Шлако-переробна установка (ШПУ) входить до складу цеху розробки шлакових відвалів. ШПУ у своєму складі має:

- естакаду з ґратами і приймальними бункерами;
- мостовий магнітний кран вантажопідйомністю 10 т;
- систему подачі конвеєрів з двома грохотами ГИТ-52;
- металовідокремлювачі ПС-120м, встановлені над конвеєрами № 2, 4А;
- майданчик для відвантаження готової продукції.

Відвантаження щебеню фракції 70-250 мм роблять екскаватором ЕКГ-5А, фракції 0-20 мм, 20-40 мм, 40-70 мм - фронтальним навантажувачем або екскаватором ЕКГ-5 в залізничні думпкари, агловози, піввагони або в автотранспорт.

Виробництво фракціонованого щебеню і відділення металевго концентрату, управління трактами ШПУ робиться оператором з пульта управління, розташованого на верху приймальних бункерів. Автосамоскиди розвантажують шлак в приймальні бункери №1,2 над конвеєром № 1. Шлак в приймальні бункери поступає з об'ємною часткою вологи до 8%, з розмірами шматків шлаку не більше 300 мм. Шматки шлаку більше 300 мм поступають на склад для подальшої переробки. Зволоження поточного шлаку роблять на естакаді кантівки шлаків за допомогою форсунок, далі шлак вантажать в автосамоскиди.

З приймальних бункерів №1,2 шлак поступає на конвеєр № 1, а з конвеєра № 1 на конвеєр № 2. З конвеєра № 2 шлак поступає на верхні ґрати грохоту ГИТ-52 № 1, де відбувається розподіл фракцій: 0-40 мм просіюється на нижні ґрати грохоту, а фракції 40-300 мм по конвеєру № 3 поступає на грохот і далі на ГИТ-52 № 2. З-під ґрат грохоту №2 фракція 40-70 мм по конвеєру №6 поступає на склад готової продукції, а фракція 70-300 мм з ґрат грохоту № 1 на конвеєр № 8, і далі на склад готової продукції.



а - вузол приймання шлаку (1-думпкар для отсепарування шлаку, 2 - экскаватор; 3 - вантажопідйомний електромагніт, 4 - дизель-електричний кран, 5 - засіки для скрапу; 6 - думпкар початкового шлаку); б - вузол дроблення і сортування шлаку (1 - думпкар для подачі шлаку; 2 - кран грейфера; 3 - вантажопідйомний електромагніт, 4 - грейфер; 5 - вантаж; 6 - думпкар для скрапу; 7 - колосникові ґрати з осередком 500x500 мм; 8 - бункер для початкового шлаку, 9 - пластинчатий живильник; 10 - дробарка; 11 - конвеєрні ваги; 12 - бункер для скрапу; 13 - навісний залізовідокремлювач, 14 - інерційний грохот; 15 - галерея, 16 - склад щебеню фракції > 40 мм; 17 - склад щебеню фракції 10 - 40 мм; 18 - склад щебенево-піщаної суміші фракцій 0 - 10 мм; 19 - конвеєр для просипання).

Рисунок 3.2 - Схема ланцюга апаратів відділення дроблення і сортування копальні для переробки сталеплавильних шлаків

З нижніх грат грохоту ГИТ-52 № 1 шлак фракції 20-40 мм по конвеєру № 5 поступає на склад готової продукції. Фракція 0-20 мм з-під грохоту ГИТ-52 № 1 але конвеєру № 4 на конвеєр № 4А і далі на склад готової продукції. Шматки (у разі їх попадання) негабаритів з грат бункерів видаляють трактором, обладнаним зворотним скребком, вантажать в автосамоскиди і вивозять на шлаковий склад для подальшої переробки.

З майданчика готової продукції фракціонований щебінь за допомогою екскаватора ЕКГ-5 або фронтальних навантажувачів (К-701, К-702, МоА3) відвантажують в залізничні думпкари, агловози, піввагони або автотранспорт. Підтягування залізничних вагонів на залізничних коліях № 1 роблять за допомогою електроштовхальника № 2.

Для відмагнічування металевго концентрату (МК) над приймальними гра-тами встановлений мостовий магнітний кран, який вантажить МК в автотранспорт. Для вторинного відмагнічування металевго концентрату (МК) над конвеєром № 2 встановлений металовідокремлювач, який відмагнічує МК фракція 20-300 мм. а металовідокремлювач, встановлений над конвеєром №4А відмагнічує МК фракції 0-20 мм (металостружка).

Управління металовідокремлювачами робить оператор з пульта управління. МК з металовідокремлювачів скидається у бункери, а з бункерів вантажать фронтальним навантажувачем в автотранспорт і вивозять: фракцію 0-20 мм - в аглоцех; 20-150 мм - в доменний цех.

Зерновий склад щебеню фракції 0-20 мм, 20-40 мм, 40-70мм, 70-250 мм визначає контроль у виробництві чорних металів. Інші якісні показники, передбачені державними стандартами або технічними умовами визначають в спеціалізованих лабораторіях будівельних організації або в лабораторіях споживача за домовленістю з ним.

Кількісно-якісна схема шлако-переробної установки представлена на рисунку 3.3.

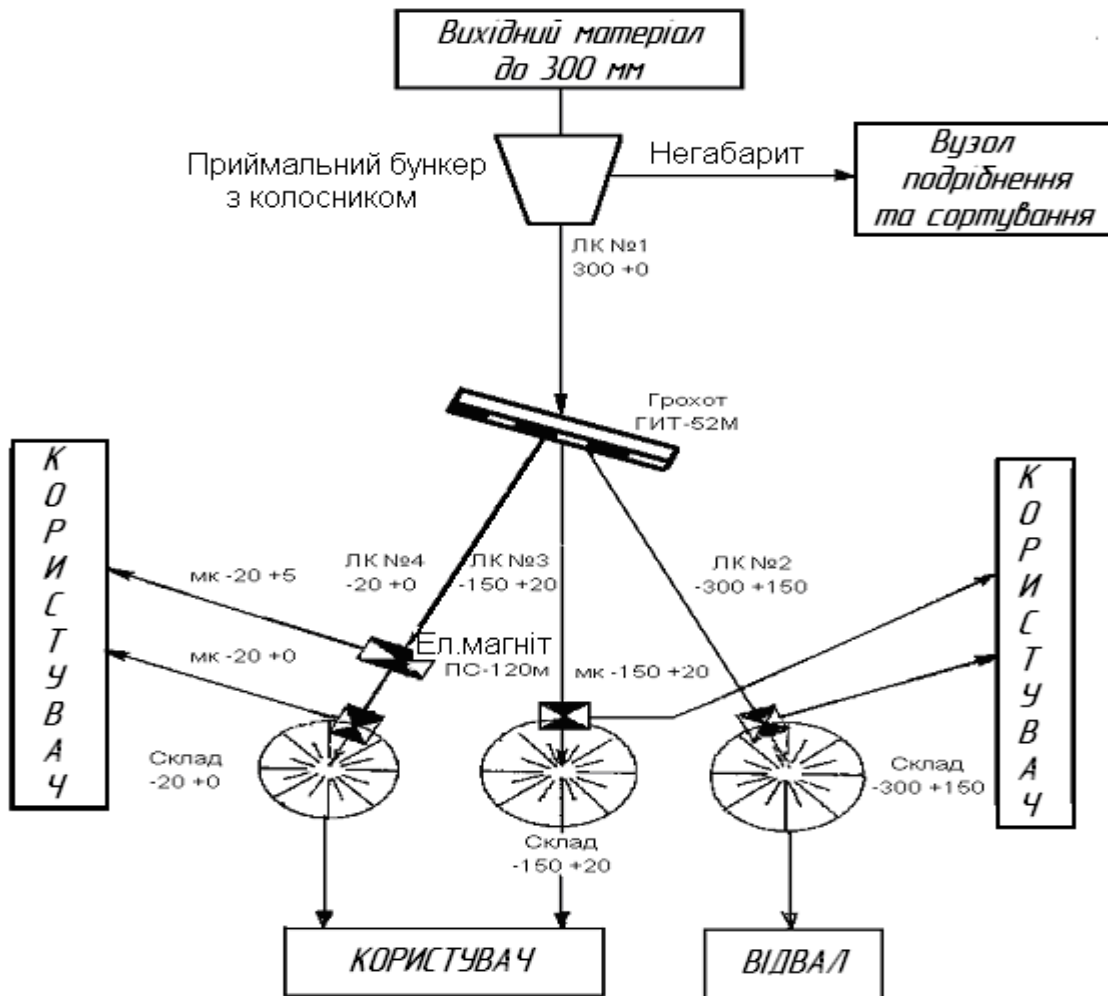


Рисунок 3.3 - Кількісно-якісна схема шлако-переробної установки

Структура техногенних утворень залежить від виду і умов складування відходів. На великих металургійних комбінатах відвали розділяють по видах виробництва: доменні і сталеплавильні шлаки і виробниче сміття складаються окремо. На малих заводах зазвичай влаштовують загальні відвали, часто змішуючи шлаки із сміттям. При зберіганні відходів відбуваються процеси, що змінюють властивості початкової відвальної маси, хімічний, мінеральний і гранулометричний склад, міцність, щільність та ін.

За фізико-технічною оцінкою складові техногенних утворень можна віднести до штучно змінених пов'язаних порід, придатних для виїмально-вантажних і транспортних робіт. По мірі зв'язності вони ближче до зв'язно-сипкозруйнованих порід. Гранулометричний склад техногенних утворень залежить від виду шлаку, способу прибирання, первинної переробки, умов утримання і термінів зберігання відвальної маси. У відвалах, де складають шлак, минувши первинну переробку,

переважають крайні класи: >120 і < 10 мм. Тут велика кількість включень металу і шлаку негабариту.

Процеси розробки техногенних утворень на всіх стадіях пов'язані з обробкою і переміщенням великих об'ємів відвальної маси, тому їх ефективність і економічна доцільність виправдані при максимальній механізації усіх трудомістких робіт. З точки зору комплексу операцій, що входять у виробничі процеси розробки техногенних родовищ, їх приймають аналогічними відкритим гірським роботам. Тому при організації розробки відвалів доцільно застосовувати сучасні технології і технологічні процеси відкритих гірських робіт.

Практично усі види продукції при переробці відвальних шлаків знаходять застосування в різних галузях виробництва і успішно конкурують з природними матеріалами. Масовими видами є щебінь, пісок і щебенево-піщані суміші для дорожнього будівництва, оборотний і магнітний продукти і металоконцентрат для доменного, сталеплавильного і ливарного виробництв, добрива і меліоранти для сільського господарства. У менших об'ємах з відвальних шлаків робляться абразивні матеріали для струминної обробки поверхонь, зернисті матеріали для фільтрів і захисних покриттів для м'яких покрівельних матеріалів, наповнювачі і пігменти для шпаклювань, фарб, мастик і лінолеуму і так далі [23].

3.5 Переробка твердих залізовмісних відходів методом холодного брикетування

Останніми роками все більший інтерес металургійних підприємств притягає спосіб брикетування методом холодного пресування, зокрема, для утилізації залізовмісних відходів. Він дозволяє відмовитися від обпалювальних технологій, вживаних для забезпечення міцності агломерату і окатишів з вторинної сировини.

У цій роботі розроблений брикетований шихтовий матеріал - оксидовугільний брикет (ОВБ), що отримується з відходів металургійного виробництва: прокатної і термічної окалини, порошоків системи газоочищення і т. п. Процес брикетування дозволяє контролювати технологічні властивості кінцевого продукту при виготовленні.

В цій роботі в якості шихтового матеріалу запропоновано використовувати металевий концентрат, що отриманий за допомогою шлако-переробної установки.

Практика показує, що в металургії брикетування дрібнодисперсних матеріалів - найбільш універсальний спосіб переробки цінних залізовмісних відходів виробництва, малоприсадибних для безпосереднього використання в процесі виплавки.

ОВБ виготовляють із застосуванням багатоконпонентної єднальної речовини, яка запобігає руйнуванню брикету на початковому етапі плавки і має властивості, сприятливі для максимального відновлення заліза з оксидів і вуглецювання розплаву.

Єднальним компонентом служать рідке скло і суміш оксидів на силікатній основі. Рідке скло грає роль первинної зв'язки, що надає брикетам після сушки міцність, достатню для їх зберігання, транспортування і завалки в піч. Вторинна зв'язка - це система на силікатній основі $\text{SiO}_2\text{-B}_2\text{O}_3\text{-CaO-K}_2\text{O}$, яка зберігає міцність брикету при температурах 1300-1450 °С, надаючи йому в'язкість, і перешкоджає передчасному руйнуванню при плавці. Єднальне також сприяє максимізації дії вуглецю при відновному і навулецювуючому процесах. Розвинена реакційна поверхня компонентів ОВБ забезпечує високу швидкість відновлення заліза з оксидів.

До складу брикетованої шихти входять 70-75 мас. % залізовмісної речовини (окалина, пил системи газоочищення і ін.) і твердофазний відновник в кількості, необхідній для повного відновлення заліза і вуглецювання розплаву. В якості відновника можна застосовувати різні вуглецьвмісні матеріали, наприклад відходи електродного виробництва, коксову дрібницю, бій графітових блоків.

Схема виробництва брикетів представлена на рисунку 3.4.

Початкова сировина (оксидвмісні відходи) і відновник підсушують до вологості ~7 % і розмелюють до фракції 1,5-2,0 мм. Для сушки і помелу доцільно використовувати барабанні сушила і кульові млини. Матеріали для приготування суміші (окалину, вуглець, зв'язку, шлакотворні матеріали та ін.) з проміжних бункерів подають через дозатори шнековими транспортерами в лопатеві змішувачі безперервної дії. Туди ж направляють рідке скло.

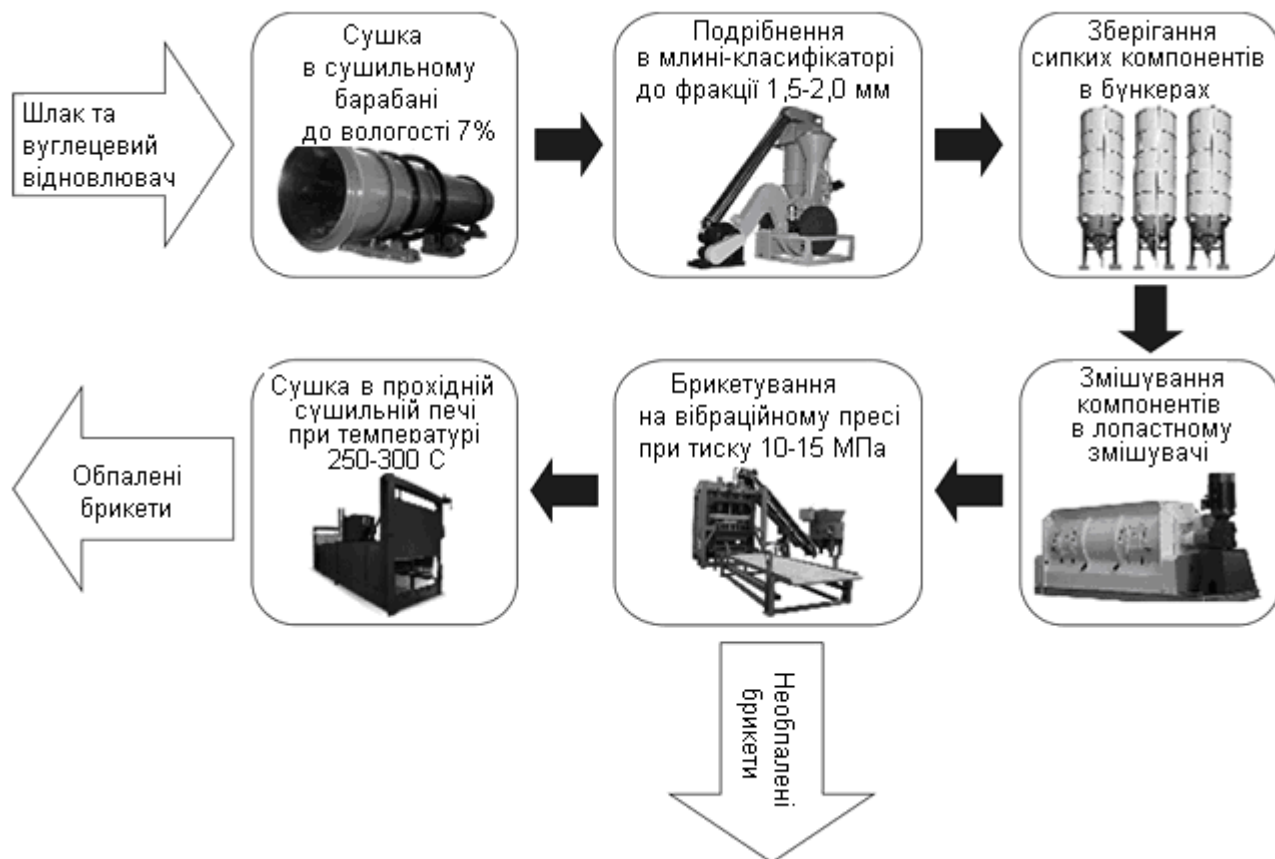


Рисунок 3.4 – Технологічна схема виробництва брикетів

Після перемішування підготовлену суміш транспортером переміщують на формування брикетів в пресовому устаткуванні при тиску 10-15 МПа. Сирі брикети транспортером подають в прохідну сушарну піч, де сушать газами обпалювальної печі або печей сушки матеріалів, що відходять, при температурі 250-300 °С впродовж 3-4 год. Після сушки ОБВ служать компонентом шихти для виплавки сталі і чавуну. Хімічний склад брикетів, використаних при виплавці сталі, представлений в таблиці 3.5.

Таблиця 3.5 - Характеристики брикетів

Вид брикета	Хімічний склад, %							Насипна маса, кг/м ³
	Fe	C	S	P	Порожня порода			
					Всього	CaO	SiO ₂	
ОВБ-1	54-60	12-46	0,01-0,04	0,03	6-12	3-4	3-7	2500-3500
ОВБ-2	54-60	12-46	0,01-0,04	0,03	15-25	10-15	3-7	2500-3500
ОВБ-3	76-90	1-12	0,01-0,02	0,03	6-12	3-4	3-7	1900-2200

Застосування брикетів дозволяє створити і підтримувати в печі відновну атмосферу впродовж усього періоду плавлення, що забезпечує сприятливі умови протікання відновного періоду плавки з отриманням відновного шлаку з низьким вмістом FeO.

Використання окалини різного походження збільшує вміст заліза у брикеті, а також обумовлює появу в металі корисних домішок : Cu, Ni, Cr, Mn та ін.

Шлами газоочищень містять меншу кількість заліза, тому їх доцільно утилізувати разом з окалиною.

Застосування ОВБ дозволило понизити чад металошихти на 30 %. В порівнянні із звичайними плавками загальна кількість металошихти зменшилася в середньому на 5,0 %, а період плавлення скоротився на 15-30 хв. За рахунок скорочення тривалості плавки і збільшення виходу придатного металу продуктивність печі електродуги збільшилася в середньому до 10 % [24].

3.6 Використання технічного лігніну у брикетуванні залізовмісних відходів

Однією з проблем, пов'язаних з брикетуванням залізовмісних відходів металургійного виробництва, є відсутність ефективних і недорогих єднальних, здатних задовольняти досить високим вимогам, що пред'являються до окускованої металургійної сировині. Так, разом з наданням брикетам високої механічної міцності, єднальні не повинні вносити шкідливих або баластних домішок [25].

Вартість такого єднального має бути порівнянна з вартістю окускованої сировини, інакше вартість зв'язки зробить брикетування неконкурентноспроможним методом кускування. Зокрема, глиноземисті і периклазові цементи, що є хорошими єднальними [26], із-за своєї високої вартості (3-5 тис. грн./т і більше) не знайшли застосування у брикетуванні відходів.

Широко відомі органічні єднальні, такі як сульфітно-спиртова барда і лігносульфонат, за своїми зміцнюючими характеристиками, поширеністю і вартістю могли бути значно ширше використані у брикетуванні відходів. Проте високий вміст сірки в сульфітно-спиртовій барде до 5,4 % [25] і 12,3 % сульфатів в лігносульфонаті [26] обмежує їх використання.

Органічні речовини за інших рівних умов прийнятніші в якості єднальних, оскільки вуглеводні, що містяться в них, економлять дороге паливо, а тісний контакт у брикеті часток забезпечує їх високу відновлюваність. Тому хороше єднальне окрім свого основного призначення - надання високої міцності окускованому сировині повинно мати комплекс інших супутніх позитивних властивостей, компенсуючих

витрати на його придбання. До таких властивостей слід віднести низький вміст шкідливих домішок, їх хороше видалення, малу зольність, високу теплотворну здатність і можливість утворювати шлаки з оптимальною температурою плавлення.

Багатьма з вищезгаданих властивостей має технічний лігнін, який є масовим відходом гідролізно-дріжджового і целюлозно-паперового виробництва. Незважаючи на цінні металургійні властивості, пригнічуюча частина цього продукту не використовується, а спалюється або вивозиться у відвал, чим завдається шкоди природному довкіллю [25].

Лігнін має хороше змішування, задовільну пресуємість і досить тонким фракційним складом (52-78 % фракцій менше 0,5 мм), має високі відновні властивості, велику теплоту згорання (23,4 МДж/кг), а також низький вміст сірки в органічному виді (0,15-0,54 %). Усе це ставить лігнін в ряд цінних металургійних матеріалів. Дослідженнями [26] виявлено, що його можна успішно використовувати при виробництві агломерату і окатишів, а брикетовані шихти з його вмістом у кількості 65 % можуть з успіхом застосовуватися в сталеплавильному виробництві [27].

Завданням дослідження стало визначення можливостей використання лігніну як єднального при брикетуванні зі вмістом його в шихті в кількостях, достатніх для відновлення залізовмісних металургійних шламів.

Для визначення умов використання лігніну в якості єднального і відновника для шламових брикетів використовували відвальний лігнін Запорізького гідролізного заводу. За даними роботи [27] технічний аналіз лігніну Запорізького гідролізного заводу має наступні характеристики, %: $C_{\text{нел}}$ - 26,5; A_c - 15,9; $S_{\text{орг}}$ - 0,69; P - 0,20; V_c - 53,6. В якості відновлюваних компонентів брикетів вибрали свіжі аглодоменні і сталеплавильні шлами, що краще зміцнюються порівняно з шламами, що знаходяться тривалий час в шламонакопичувачах. Як контрольний матеріал прийнятий концентрат. Використовувані матеріали мають наступні фізико-хімічні характеристики, див. таблицю 3.6 і 3.7.

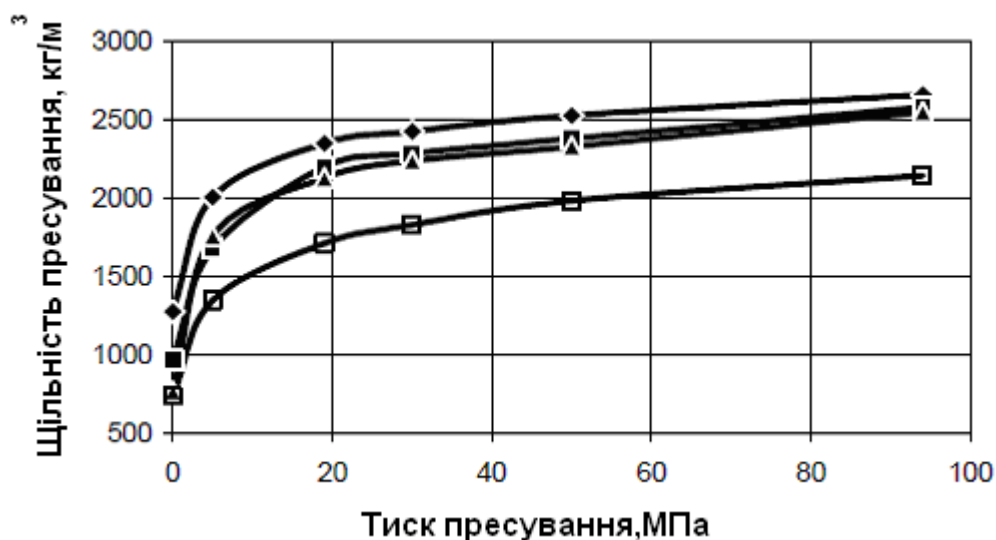
Таблиця 3.6 – Фізичні характеристики досліджених матеріалів

Матеріал	Вологість, %	Насипна маса, кг/м ³	Фракційний склад, %		
			+1,5 мм	1,5-0,1 мм	-0,1 мм
Лігнін	1,2-14,5	740-770	0	27,5	72,5
Аглодоменний шлам	8,2	1278	2,2	71,7	26,1
Сталеплавильний шлам	7,1	969	0	40,9	59,1
Концентрат	8,5	3200	5,9	34,8	59,5

Таблиця 3.7 - Хімічний склад досліджених матеріалів, %

Матеріал	Fe _{заг}	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	S	П.п.п.
Аглодоменний шлам	55,25	47,25	8,62	1,14	9,10	1,16	0,17	0,36	11,16
Сталеплавильний шлам	47,06	61,59	4,84	0,89	11,44	2,70	1,15	0,62	5,10
Концентрат	66,31	63,62	6,89	0,30	0,21	0,45	0,04	0,04	0,65

Пробне пресування монокомпонентів показало зростаючу їх ущільнення до тисків 20 МПа. Надалі щільність слабо збільшується по прямій лінії, див. рис. 4.5.



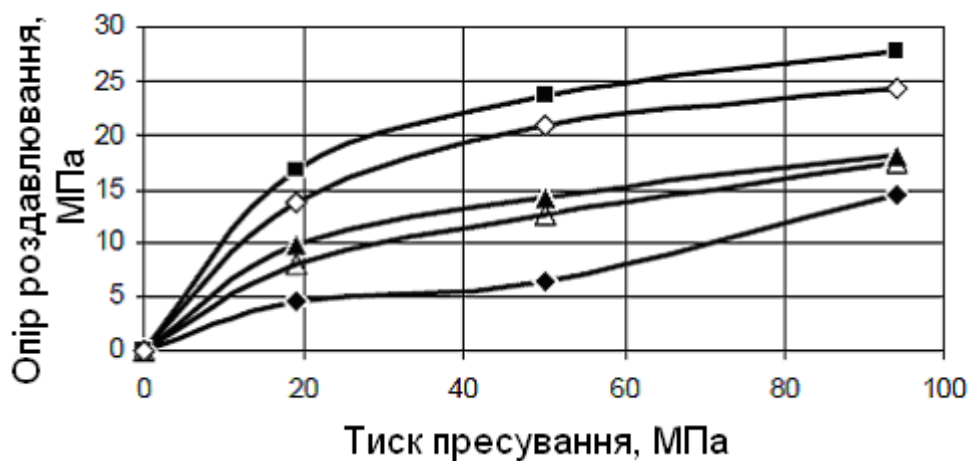
—◆— - з аглодоменного шламу вологістю $W = 8,2\%$; —■— - із сталеплавильного шламу $W = 7,1\%$; —▲— - з лігніну $W = 14,5\%$; —□— - те ж, $W = 1,2\%$

Рисунок 3.5 – Залежність щільності брикетів різного складу від тиску пресування

При цьому крива щільність практично паралельна, що вказує на ідентичну поведінку матеріалів при пресуванні. Останнє дозволяє розраховувати щільність сумішей для різних складів. Зіставлення щільності брикетів, зроблених з лігнінами різної вологості (14,5 % і 1,2 %) і під тиском 50 МПа, показує, що в сухому вигляді вони мають близьку щільність (1992 кг/м³ і 1955 кг/м³). Це свідчить про незначний вплив вологості на пресуємість лігніну.

Для визначення мінімального тиску пресування, що забезпечує брикетам різних складів необхідну міцність, були отримані експериментальні залежності їх міцності на роздавлювання у функції від тиску пресування, див. рис. 3.6.

Дослідженню піддавали лабораторні брикети з плоскопаралельними торцями діаметром 30 мм, заввишки - 14 мм. Така форма дозволяє отримати брикет, близький до рівнопрочному.



—◆— - з аглодоменного шламу вологістю $W = 8,2\%$; —■— - із сталеплавильного шламу $W = 7,1\%$; —▲— - з лігніну $W = 14,5\%$; —Δ— - з суміші, що містить 80 % аглодоменного шламу і 20 % лігніну; —◇— - те ж, 80 % сталеплавильного шламу і 20 % лігніну

Рисунок 3.6 - Залежність міцності брикетів різного складу, витриманих 0,5 г при 250 °С, від тиску пресування

Брикетки виготовляли з шламів аглодоменного і сталеплавильного виробництв, а також складу 20 % сухого лігніну і 80 % сухого шламу. Співвідношення компонентів вибране таким, щоб забезпечити повну відновлюваність брикету, необхідну механічну міцність і відтворюваність. Перед роздавлуванням брикетки витримували 0,5 г при 250 °С з метою їх зміцнення і видалення вологи, кількість якої для сталеплавильних брикетів за заводськими умовами не повинна перевищувати 0,5 %.

З рис. 3.6 витікає, що міцність брикетів з добавками 20 % лігніну значною мірою визначається властивостями основного компонента - шламу. Добавка лігніну в тонкодисперсні сталеплавильні шлами призводить до зниження міцності брикету, т. е. лігнін в цьому випадку не є єднальним. Для тиску пресування 50 МПа падіння міцності на роздавлування склало 12 % (з 23,7 МПа до 20,9 МПа). Навпаки, добавка 20 % лігніну в неміцні брикетки з аглодоменного шламу призводить до істотного підвищення їх міцності - в 2 рази, що робить можливим їх використання в сталеплавильному переділі. Для сталеплавильних брикетів опір роздавлуванню повинен складати не менше 10 МПа.

В той же час еквівалентні по масі і фракції добавки у брикет із сталеплавильного шламу антрацитового штибу, що має низькі аутогезійними властивості,

привели б до значнішого падіння міцності, яка в даному випадку склала 28 %. При цьому отримати брикет необхідної міцності з аглодоменного шламу з добавками 20 % антрацитового штибу без використання спеціальних видів єднальних і істотного підвищення тиску пресування не можливо. До того ж це приведе до істотного ускладнення технології пресування і значного підвищення вартості брикетів. Проте для сталеплавильних брикетів, виготовлених з двокомпонентних шламолігнінових сумішей без використання якого-небудь єднального, з урахуванням міцності на скидання, достатнім є тиск пресування 50 МПа, див. рис. 4.6. Таким чином, лігнін порівняно з антрацитовим штибом є кращою добавкою при брикетуванні.

Для з'ясування відновлювальних якостей лігніну з сталеплавильного и аглодоменного шламів були виготовлені брикети, що містять 20 % лігніну. В якості альтернативних прийняті брикети, що містять 80% концентрату, 18% відновлювача - антрацитового штибу фракції менше 1,0 мм и органічного єднального - меласи в кількості 2 %. Брикети відновлювали в закритих стаканах в муфельній електропечі. Нагрів здійснювали до 1200 °С, після чого стакани витягали з печі і охолоджували. Аншліфи відновлених брикетів представлені на рис. 3.7.



1 - в початковому брикеті 80 % концентрату, 18 % коксикку фракції - 1 мм, 2 % меласи; 2 - те ж, 80 % сталеплавильного шламу і 20 % лігніну; 3 - те ж, 80 % аглодоменного шламу і 20 % лігніну

Рисунок 3.7 - Аншліфи брикетів різних складів, відновлених при 1200 °С

Для першого брикету міра металізації $Fe_{мет} = 92,9 \%$, об'ємна усадка 38,3 %, щільність перед відновленням 2510 кг/м^3 , після відновлення - 2800 кг/м^3 . Для другого $Fe_{мет} = 98,4 \%$, об'ємна усадка 49,4 %, щільність перед відновленням 2510

кг/м³, після відновлення - 2800 кг/м³. У верхній частині брикету добре видно велика сіра пляма металу, науглецьованого надлишком відновника.

Третій брикет має $Fe_{мет} = 97,8 \%$, об'ємну усадку 52,2 %, щільність перед відновленням 2510 кг/м³, після відновлення - 2800 кг/м³. В порівнянні з контрольним брикетом кращу відновлюваність мали шламові брикети, що пояснюється, зокрема, тоншим фракційним складом компонентів брикету. Висока міра відновлення великих аглодоменних шламів пояснюється також наявністю в них до 6 % коксового пилу.

3.7 Розрахунки по використанню конвертерного шлаку в агломераційному виробництві

Розглянемо варіанти застосування конвертерного шлаку в агломераційному виробництві.

Хімічний склад компонентів агломераційної шихти для усіх варіантів приведений в таблиці 3.8.

У таблиці 3.9 приведені параметри аглопроцесу для усіх варіантів розрахунку.

Таблиця 3.8 - Хімічний склад залізорудної частини, флюсуєчої частини і паливної частини аглошихти, мас. частка, %

Елементи	Концентрат Ковдорський	Концентрат Оленегірський	Окалина	Колошниковий пил	Вапняк	Коксик	Конвертерний шлак
FeO	24	27,6	60,7	9,9	-	-	16,91
Fe ₂ O ₃	64,6	62,8	33,81	41,7	0,7	4,9	4,73
MnO	0,55	0,14	0,52	0,15	-	0,35	3,7
SiO ₂	0,92	7,67	1,52	6,73	1,75	8,37	14,4
Al ₂ O ₃	1,85	0,31	0,9	1,38	0,8	2,21	2,5
CaO	0,43	0,6	1,93	4,89	53,3	0,45	48,17
MgO	5,52	0,56	0,54	1,49	0,85	0,24	8,67
S	0,31	0,12	0,04	0,36	-	1,42	0,03
FeS	-	-	-	-	-	0,73	-
SO ₃	-	-	-	-	0,3	0,41	-
P ₂ O ₅	0,11	0,02	0,04	0,09	0,03	0,025	0,89
C _{нелет.}	1,71	0,18	-	33,31	-	78,635	-
CO ₂	-	-	-	-	42,27	-	-
V _{лет.}	-	-	-	-	-	2,26	-

Таблиця 3.9 - Параметри аглопроцесу

Вміст FeO в агломераті, %	13,75
Основність агломерату(SiO ₂ +Al ₂ O ₃)	1,61
Міра графітизації вуглецю, %	25
Відношення CO ₂ /CO в продуктах горіння вуглецю, частка од.	3,5
Коефіцієнт надлишку повітря, частка од.	1,3
Вологість шихти, %	8
Температура газів, що відходять, °С	120
Кількість шкідливих просмоктвань, % від об'єму газів, що відходять	40
Теплота запалення і додаткового обігріву, кДж	35000
Теплота мінералоутворення, кДж	18500
Теплота згорання газової суміші, кДж/м ³	8000
Теплові втрати, кДж	22000
Кількість повернення, кг	30

Варіант 1: Без використання конвертерного шлаку в аглошихті.

Залізорудна частина: концентрат Ковдорський (37 %), концентрат Оленегірський (59 %), окалина (3,5 %), колошниковий пил (0,5 %).

Флюсуюча частина: вапняк (100%).

Паливна частина: коксик (100%).

Результати розрахунку аглошихти приведені в таблицях 3.10, 3.11 і 3.12.

Таблиця 3.10 - Хімічний склад агломерату, мас. частка, %

FeO	Fe ₂ O ₃	MnO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	FeS	SO ₃	P ₂ O ₅
13,75	70,3421	0,2886	4,9668	0,9837	7,2582	2,3221	0,0103	0,0008	0,0187	0,0544

Масова частка заліза: 59,9375 %

Таблиця 3.11 - Матеріальний баланс спікання шихти, кг/100 кг агломерату

Стаття витрати		Стаття приходу	
1 Рудна суміш	92,1192	1 Агломерат	99,9955
2 Суміш флюсів	12,5531	2 Гази, що відходять, без урахування шкідливих просмоктвань	71,5155
3 Паливна суміш	2,2088		
4 Додавки	0	3 Повернення	30
5 Гігр. волога шихти	8		
6 Газова суміш в горні	4,6988		
7 Вологе повітря	52,0172		
8 Повернення	30		
Всього	201,5970	Всього	201,5110

Таблиця 3.12 - Тепловий баланс спікання шихти (на 100 кг агломерату)

Прихід тепла	кДж	%	Витрата тепла	кДж	%
1 Теплота горіння твердого палива	73276,2	45,42	1 Теплота випаровування гігр. вологи	18068,8	11,20
2 Теплота горіння сірки і сульфідів	2100,4	1,30	2 Теплота розкладання гігр. вологи	0	0

3 Теплота запалення і доповнить. обігріву	35000	21,70	3 Теплота розкладання карбонатів	21470,2	13,31
4 Теплота шихти	8212,9	5,09	4 Теплота розкладання оксидів	0	0
5 Теплота повітря	1077,4	0,67	5 Теплота газів, що відходять	15282,0	9,47
6 Теплота мінералоутворення	18500	11,47	6 Теплота агломерату	84500	52,38
7 Теплота окислення	23154,2	14,35	7 Теплових втрат	22000	13,64
Всього	161321	100	Всього	161321	100

Варіант 2: З використанням конвертерного шлаку в аглошихті.

Залізорудна частина: концентрат Ковдорський (37 %), концентрат Оленегорський (59 %), окалина (3,5 %), колошниковий пил (0,5 %).

Флюсуюча частина: вапняк (70 %), конвертерний шлак (30 %).

Паливна частина: коксик (100 %).

Результати розрахунку аглошихти приведені в таблицях 3.13, 3.14 і 3.15.

Таблиця 3.13 - Хімічний склад агломерату, мас. частка, %

FeO	Fe ₂ O ₃	MnO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	FeS	SO ₃	P ₂ O ₅
13,75	68,9792	0,4337	5,3692	1,0362	7,7152	2,5975	0,0099	0,0007	0,0148	0,0891

Масова частка заліза: 58,9834 %.

Основність: 1,61.

Таблиця 3.14 - Матеріальний баланс спікання шихти, кг/100 кг агломерату

Стаття витрати		Стаття приходу	
1 Рудна суміш	89,6336	1 Агломерат	99,9954
2 Суміш флюсів	13,8407	2 Газу, що відходять, без урахування шкідливих просмоктувань	66,9219
3 Паливна суміш	1,9429	3 Повернення	30
4 Добавки	0		
5 Гігр. волога шихти	8		
6 Газова суміш в горні	4,6988		
7 Вологе повітря	48,8861		
8 Повернення	30		
Всього	197,0021	Всього	196,9173

Таблиця 3.15 - Тепловий баланс спікання шихти (на 100 кг агломерату)

Прихід тепла	кДж	%	Витрата тепла	кДж	%
1 Теплота горіння твердого палива	66675	43,15	1 Теплота випаровування гігр. вологи	18068,8	11,69
2 Теплота горіння сірки і сульфідів	2017	1,31	2 Теплота розкладання гігр. вологи	0	0
3 Теплота запалення і	35000	22,65	3 Теплота розкладання	15516,4	10,04

доповнить. обігріву			карбонатів		
4 Теплота шихти	8125	5,26	4 Теплота розкладання оксидів	0	0
5 Теплота повітря	998,6	0,65	5 Теплота газів, що відходять	14430,6	9,34
6 Теплота мінералоутворення	18500	11,97	6 Теплота агломерату	84500	54,69
7 Теплота окислення	23200	15,01	7 Теплових втрат	22000	14,24
Всього	154515,8	100	Всього	154515,8	100

Витрата сировинних матеріалів приведена в таблиці 3.16.

Таблиця 3.16 - Витрата сировинних матеріалів, кг/т агломерату

Матеріал	Варіант 1 (без шлаку)	Варіант 2 (з шлаком)
Концентрат	884,344	860,483
Окалина	32,242	31,372
Колошниковий пил	4,606	4,482
Вапняк	125,531	96,885
Коксик	22,088	19,429
Конвертерний шлак	-	41,522

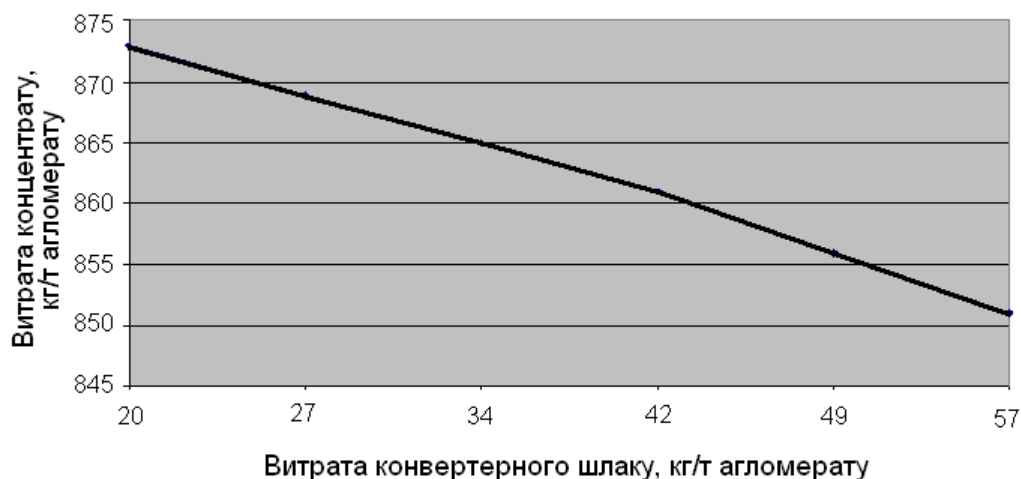


Рисунок 3.8 – Зміна витрати концентрату при збільшенні частки конвертерного шлаку в аглошихті

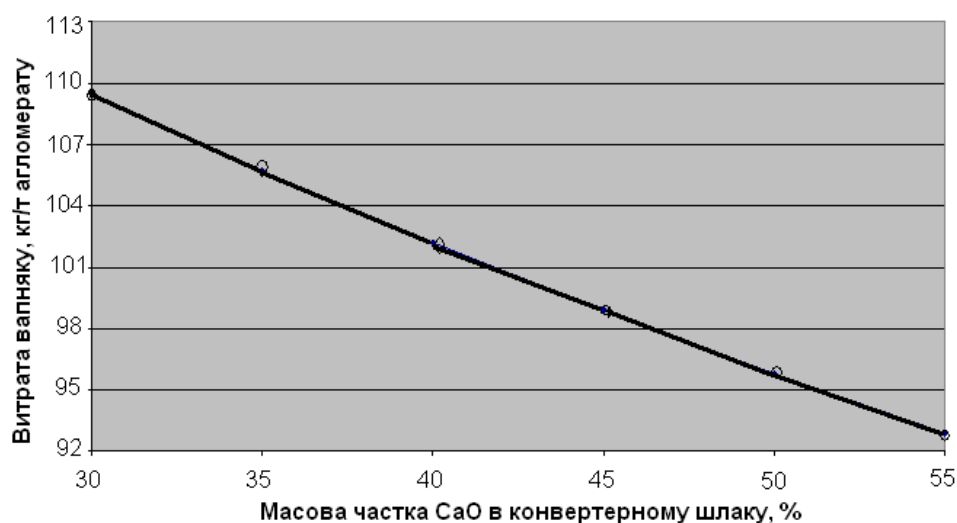


Рисунок 3.9 – Зміна витрати вапняку в аглошихті при збільшенні масової частки CaO в конвертерному шлаку

З приведених вище даних видно, що при використанні в агломераційному виробництві конвертерного шлаку зменшується витрата сировинних матеріалів.

Застосування конвертерного шлаку в аглопроцесі дозволяє поліпшити тепловий баланс спікання шихти за рахунок вмісту в конвертерному шлаку оксиду кальцію, внаслідок чого відсутня необхідність додаткових витрат тепла на розкладання вапняку і здійснюється економія енергоресурсів.

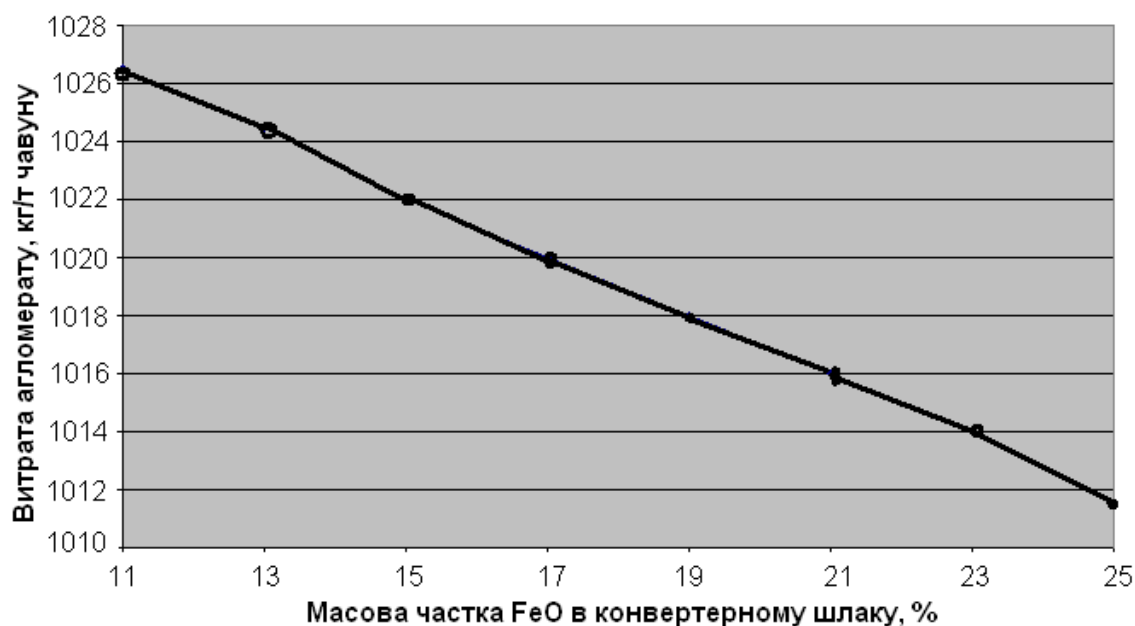


Рисунок 3.10 – Зміна витрати агломерату в доменній шихті при збільшенні масової частки FeO в конвертерному шлаку

З теплових балансів спікання шихти визначимо економію енергоресурсів за рахунок економії тепла на розкладання вапняку. Результати розрахунку зведені в таблиці 3.17.

Таблиця 3.17 - Економія тепла на розкладання вапняку при виробництві агломерату

Варіант	Тепло на розкладання вапняку, кДж/т агломерату	Економія тепла на розкладання вапняку; кДж/т агломерату
1 Без шлаку	214702	-
2 З шлаком	155164	59538

Таким чином, при використанні конвертерного шлаку в аглошихті має місце економія тепла на розкладання вапняку у кількості 59538 кДж/т агломерату (27,7 %).

3.8.2 Розрахунки по використанню конвертерного шлаку в доменному виробництві

Розглянемо варіанти застосування конвертерного шлаку в доменному виробництві.

Для усіх варіантів розрахунку приймемо наступні дані.

Склад доменної шихти: Агломерат, %: 65; Окатиші, %: 30; Руда, %: 5.

Вміст шихтових елементів приведений в таблиці 3.18.

Таблиця 3.18 - Хімічний склад компонентів доменної шихти, мас. частка, %

Хімічний склад	Агломерат	Окатиші	Руда	Вапняк	Конвертерний шлак
Fe ₂ O ₃	65,499	92,445	73,59	0,7	4,73
FeO	13,75	0,19	1,91	-	16,91
CaO	9,259	2,31	0,52	53,3	48,125
MgO	3,161	0,29	0,27	0,85	8,67
SiO ₂	6,071	4,2	23,098	1,75	14,4
Al ₂ O ₃	1,643	0,33	0,45	0,8	2,5
MnO	0,441	0,07	0,06	-	3,7
P ₂ O ₅	0,161	0,032	0,034	0,03	0,89
SO ₃	0,015	0,098	0,033	0,3	0,075
TiO ₂	-	0,035	0,035	-	-
CO ₂	-	-	-	42,27	-

Хімічний склад компонентів, необхідних для розрахунку приведений в таблицях 3.19, 3.20, 3.21 і 3.22.

Таблиця 3.19 - Хімічний склад золи коксу, мас. частка, %

Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P ₂ O ₅
8,4	5,3	3,4	56,6	26,1	0,2

Таблиця 3.20 - Технічний аналіз коксу, мас. частка, %

Вуглець	Зола	Сірка	Леткі	Волога
85,54	13,09	0,49	0,88	3,22

Таблиця 3.21 - Хімічний склад чавуну, мас. частка, %

C	Si	Mn	P	S
4,6	0,52	0,33	0,05	0,014

Коефіцієнти переходу елементів в чавун:

Fe: 0,999; Mn: 0,55; S: 0,05; S_{в газ}: 0,1; Ti: 0,1

Таблиця 3.22 - Хімічний склад природного газу, % (об'ємн.)

CH ₄	C ₂ H ₆	C ₃ H ₈	C ₄ H ₁₀	C ₅ H ₁₂	N ₂	CO ₂	H ₂ S
95,6	2,7	0,3	0,5	-	0,8	0,1	-

Витрата природного газу: 130 м³/т чавуну.

У таблиці 3.23 приведені параметри доменного процесу.

Таблиця 4.23 - Параметри доменного процесу

Основність доменного шлаку	1,05
Температура дуття, °С	1200
Вміст O ₂ в дутті, %	30
Вологість дуття, частка од.	0,01
Міра непрямого відновлення, частка од.	0,75
Міра участі Н ₂ у відновленні, частка од.	0,42
Температура колошникового газу, °С	300
Тепловміст чавуну, ккал/кг чавуну	320
Тепловміст шлаку, ккал/кг шлаку	470
Теплові втрати, ккал/кг С коксу	380
Доля процесів непрямого відновлення, що протікають в третій зоні, частка од.	0,75

Варіант 1: Без застосування конвертерного шлаку в доменній шихті (з використанням в якості флюсу вапняку).

Результати розрахунку доменного процесу приведені в таблицях 3.24, 3.25, 3.26, 3.27 і 3.28.

Таблиця 3.24 - Матеріальний баланс доменної плавки

Поступило в піч	кг/100 кг чавуну	Отримано в печі	кг/100 кг чавуну
Залізородна суміш	158,2039	Чавун	100
Флюс (вапняк)	5,8078	Шлак	32,3661
Марганцева руда	0	Газ	221,3451
Металодобавка	0	Водяна пара	9,7277
Кокс	46,5693		
Вдувана добавка	9,7477		
Дуття для спалювання вуглецю коксу	112,7450		
Дуття для спалювання добавки	29,0115		
Витрата	362,0851	Прихід	363,4389

Таблиця 3.25 - Склад чавуну (розрахунковий), мас. частка, %

C	Si	Fe	Mn	P	S	Ti
4,6	0,52	94,6	0,187	0,078	0,013	0,001

Таблиця 3.26 - Тепловий баланс доменної плавки

Прихід тепла	ккал/кг чавуну	%	Витрата тепла	ккал/кг чавуну	%
Окислення С у фурм	657,382	24,65	Дисоціація оксидів	1561,484	61,93
Окислення С пряме	167,126	6,27	Перехід S в шлак	15,480	0,58
Окислення С до СО ₂	1023,927	38,4	Розкладання карбонатів	23,712	0,89
Тепло вдуваної добавки	56,480	2,12	Розкладання СО ₂ флюсу, летких	9,978	0,37
Окислення Н ₂	312,423	11,72	Розкладання вологи дуття	35,060	1,31
Фізичне тепло дуття	449,302	16,85	Виділення і випар Н ₂ О гідр.	0	0
			Випар гігр. волога	9,126	0,34
			Тепловміст чавуну	320	12
			Тепловміст шлаку	152,121	5,70
			Тепловміст колошн. газу	192,531	7,22
			Теплові втрати	151,374	5,68
Сума 2666,64					

Таблиця 3.27 - Показники відновної роботи печі

Міра використання відновної здатності газу, частка	0,42028
Міра прямого відновлення (по Павлову), частка	0,32456
Міра непрямого відновлення (задана), частка	0,75
Міра непрямого відновлення (розрахункова), частка	0,75839
Нев'язка по R_i , частка	0,00839

Таблиця 3.28 - Показники теплової роботи печі

ККД тепло, %	87,103
Коефіцієнт використання теплової енергії вуглецю, %	58,347
Повний прихід тепла на 1 кг вуглецю, ккал	6299,414
Використовуване в доменній печі тепло, ккал	5487,005

Варіант 2: С застосуванням конвертерного шлаку в доменній шихті (з використанням в якості флюсу конвертерного шлаку).

Результати розрахунку доменного процесу приведені в таблицях 3.29, 3.30, 3.31, 3.32 і 3.33.

Таблиця 3.29 - Матеріальний баланс доменної плавки

Поступило в піч	кг/100 кг чавуну	Отримано в печі	кг/100 кг чавуну
Залізородна суміш	156,8462	Чавун	100
Флюс (конвертерний шлак)	4,9940	Шлак	31,3818
Марганцева руда	0	Газ	174,4576
Металодобавка	0	Водяна пара	9,5175
Кокс	36,3578		
Вдувана добавка	9,7477		
Дуття для спалювання вуглецю коксу	76,3948		
Дуття для спалювання добавки	29,0115		
Витрата	313,3520	Прихід	315,3568

Таблиця 3.30 - Склад чавуну (розрахунковий), мас. частка, %

C	Si	Fe	Mn	P	S	Ti
4,6	0,52	94,506	0,264	0,095	0,010	0,001

Таблиця 3.31 - Тепловий баланс доменної плавки

Прихід тепла	ккал/кг чавуну	%	Витрата тепла	ккал/кг чавуну	%
Окислення С у фурм	445,434	19,24	Дисоціація оксидів	1648,706	71,23
Окислення С пряме	174,677	7,55	Перехід S в шлак	12,231	0,53
Окислення С до CO ₂	998,432	43,13	Розкладання карбонатів	0	0
Тепло вдуваної добавки	56,480	2,44	Розкладання CO ₂ флюсу, летких	0,419	0,02
Окислення H ₂	305,670	13,21	Розкладання вологи дуття	26,069	1,13
Фізичне тепло дуття	334,089	14,43	Виділення і випар H ₂ O гідр.	0	0
			Випар гігр. волога	7,125	0,31
			Тепловміст чавуну	320	13,82
			Тепловміст шлаку	147,494	6,37
			Тепловміст колошн. газу	156,126	6,74
			Теплові втрати	118,182	5,11
Сума 2314,78					

Таблиця 3.32 - Показники відновної роботи печі

Міра використання відновної здатності газу, частка	0,49197
Міра прямого відновлення (по Павлову), частка	0,33917
Міра непрямого відновлення (задана), частка	0,75
Міра непрямого відновлення (розрахункова), частка	0,7624
Нев'язка по R_i , частка	0,0124

Таблиця 3.33 - Показники теплової роботи печі

ККД тепло, %	88,150
Коефіцієнт використання теплової енергії вуглецю, %	66,334
Повний прихід тепла на 1 кг вуглецю, ккал	6883,636
Використовуване в доменній печі тепло, ккал	6067,908

Варіант 3: С застосуванням конвертерного шлаку в доменній шихті в суміші з вапняком (частка вапняку : 44 %, частка конвертерного шлаку : 56 %).

Результати розрахунку доменного процесу приведені в таблицях 3.34, 3.35, 3.36, 3.37 і 3.38.

Таблиця 3.34 - Матеріальний баланс доменної плавки

Поступило в піч	кг/100 кг чавуну	Отримано в печі	кг/100 кг чавуну
Залізорудна суміш	157,3669	Чавун	100
Флюс (вапняк і конвертерний шлак)	5,4370	Шлак	31,9124
Марганцева руда	0	Газ	195,5268
Металодобавка	0	Водяна пара	9,6124
Кокс	40,9740		
Вдувана добавка	9,7477		
Дуття для спалювання вуглецю коксу	92,7771		
Дуття для спалювання добавки	29,0115		
Витрата	335,3141	Прихід	337,0516

Таблиця 3.35 - Склад чавуну (розрахунковий), мас. частка, %

C	Si	Fe	Mn	P	S	Ti
4,6	0,52	94,542	0,234	0,089	0,012	0,001

Таблиця 3.36 - Тепловий баланс доменної плавки

Прихід тепла	ккал/кг чавуну	%	Витрата тепла	ккал/кг чавуну	%
Окислення С у фурм	540,955	21,88	Дисоціація оксидів	1649,797	66,73
Окислення С пряме	171,556	6,94	Перехід S в шлак	13,687	0,55
Окислення С до CO ₂	1008,666	40,8	Розкладання карбонатів	9,767	0,40
Тепло вдуваної добавки	56,480	2,28	Розкладання CO ₂ флюсу, летких	4,361	0,18
Окислення H ₂	308,718	12,49	Розкладання вологи дуття	30,121	1,22
Фізичне тепло дуття	386,013	15,61	Виділення і випар H ₂ O гідр.	0	0
			Випар гігр. волога	8,030	0,32
			Тепловміст чавуну	320	12,94
			Тепловміст шлаку	149,988	6,07
			Тепловміст колошн. газу	172,493	6,98
			Теплові втрати	133,187	5,39
Сума 2472,39					

Таблиця 3.37 - Показники відновної роботи печі

Міра використання відновної здатності газу, частка	0,45612
Міра прямого відновлення (по Павлову), частка	0,33309
Міра непрямого відновлення (задана), частка	0,75
Міра непрямого відновлення (розрахункова), частка	0,76073
Нев'язка по R_i , частка	0,01073

Таблиця 3.38 - Показники теплової роботи печі

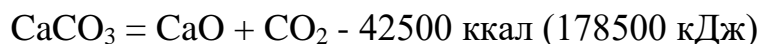
ККД тепло, %	87,636
Коефіцієнт використання теплової енергії вуглецю, %	62,272
Повний прихід тепла на 1 кг вуглецю, ккал	6582,126
Використовуване в доменній печі тепло, ккал	5768,329

Витрата сировинних матеріалів, добавок і палива приведений в таблиці 3.39.

Таблиця 3.39 - Витрата матеріалів при виплавці чавуну в доменній печі, кг/т чавуну

Витрата матеріалів	Варіант 1 (без шлаку)	Варіант 2 (шлак без вапняку)	Варіант 3 (шлак і вапняк)	Економія в порівнянні з варіантом 1	
				Варіант 2	Варіант 3
Вапняк	58,078	-	23,923	58,078	34,155
Агломерат	1028,325	1019,500	1022,885	8,825	5,440
Окатиші	474,612	470,539	472,101	4,073	2,511
Руда	79,102	78,423	78,683	0,679	0,419
Кокс	465,693	363,578	409,740	102,115	55,953
Конвертер-ний шлак	-	49,940	30,447	-	-

У доменній печі йде розкладання вапняку по реакції



На утворення 1 кг вапна (CaO) необхідно витратити тепло $42500/56 = 760$ ккал/кг CaO (3192 кДж/кг CaO)

З теплових балансів доменної плавки визначимо економію енергоресурсів за рахунок економії тепла на розкладання вапняку. Результати розрахунку представлені в таблиці 3.40.

Таблиця 3.40 - Економія тепла на розкладання вапняку при виробництві чавуну

Варіант	Тепло на розкладання вапняку, кДж/т чавуну	Економія тепла на розкладання вапняку, кДж/т чавуну
1 Без шлаку	99590,4	-
2 З шлаком без вапняку	0	99590,4
3 З шлаком в суміші з вапняком	41021,4	58569

З таблиці 3.40 видно, що при використанні конвертерного шлаку в доменній шихті без вапняку має місце економія тепла на розкладання вапняку у кількості 99590,4 кДж/т чавуну, а при його використанні в доменній шихті в суміші з вапняком економія тепла на розкладання вапняку складає 58569 кДж/т чавуну.

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1 Аналіз потенційних шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища при роботі у конвертерному цеху

Конвертерне виробництво - це галузь з високим рівнем ризику. Під час процесів виплавки та розливання сталі металурги мають справу з рідким металом і шлаком та працюють у гарячих умовах. Важка фізична робота в безпосередній близькості до джерел тепла призводить до перегріву. Велика кількість пилу, променевої енергії, оксидів азоту, сірки та інших шкідливих речовин потрапляє на робоче місце під час виплавки чавуну, розливання чавуну, підготовки матеріалів і печей для виробництва сталі та розливання. Робоча зона щільно заповнена мостовими кранами, засипними машинами та іншим електричним і механічним обладнанням, яке може спричинити механічні пошкодження та ураження електричним струмом. Обертіві або рухомі механізми становлять серйозну небезпеку. Продуктами плавки є сталь і шлак, які можуть висипатися з печі, створюючи ризик вибухів і пожеж, а також викликаючи викиди газів і підвищене тепловиділення.

Відповідно до класифікації [14], існують такі небезпечні та шкідливі фактори

- Рушійні машини та механізми
- Рухомі частини виробничого обладнання;
- Газоутворення в робочих зонах при розпиленні металу відрами з аргоном;
- Пил у робочих зонах, де працюють з сипучими матеріалами.

Розбризування і викид рідкого металу з рухомих сталеплавильних і проміжних ковшів; розбивання металу з ковшів.

Наслідки: опіки різного ступеня, в тому числі повномасштабні опіки.

Невеликі іскри можуть виникати на металевих поверхнях, але повністю зникають при використанні дроту з порошковим покриттям.

Вплив пилу на організм людини залежить від його складу та джерела. Нетоксичний пил подразнює шкіру, очі та вуха. Дисперсний пил впливає на керованість. Чим вища дисперсність пилу, тим легше він проникає в організм людини.

При вдиханні в легені людини потрапляють частинки пилу розміром 0,01-10 мкм; частинки розміром 0,01 мкм видихаються з повітрям; частинки розміром 5-10 мкм осідають в носоглотці [15]. У зоні дробарки-трибуналу газовиділення відсутнє, а викиди пилу становлять 2-3 кг/хв, тобто 8-9 мг/м³.

Таблиця 4.1 – Оцінка факторів виробничого середовища на робочому місці сталевара

Фактори виробничого середовища та праці	Нормативне значення ГДК, ПДУ	Фактичне значення	Шкідливі і небезпечні умови і характер праці			Час дії фактора, %
			I	II	III	
1. Шкідливі хім. речовини, г/м ³						
I клас						
Ангідрид хромовий	0,01	0,012	1,2			84,2
Оксид Mn (аер.конд)	0,05	0,19		3,8		84,2
III-IV класи						
Азоту діоксид	2,0	3,3				
Ангідрид сірчистий	10,0	18,0		4,7		84,2
Оксид вуглецю	20,0	25,0				
2 Пил переважно фіброгенної дії. Вміст діоксиду SiO ₂ , %	4	134,9			33,7	84,2
3 Шум, дБА	80	78			-	-
4 Мікроклімат у приміщенні:						
- t повітря, °C	15-26	40,5				
- Швидкість руху повітря, м/с	0,2-0,6	0,27				
- Відносна вологості повітря, %	35	42				84,2
- Інфрачервоне випромінювання, Вт/м ²	140	5270			5270	
5 Статичне навантаження. Величина навантаження за зміну за участю м'язів тулуба і ніг	130000	252956	252956			
6 Робоча поза						
Нахили корпусу, переміщення в просторі	101	вимушені нахили св.300	вимушені нахили 223			
7 Напруження організатор.функцій		Зір. сліплюча дія розплавленого Me і шлаку				

Як видно з таблиці, відповідно до гігієнічної класифікації праці на умови праці сталевара у відділенні доведення металу конвертерного цеху найбільший вплив оказують такі фактори, як пил і теплове випромінювання (III ступінь шкідливості і небезпеки).

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

Для того, щоб зменшити негативний вплив тепла на організм людини, необхідно зменшити кількість тепла, що генерується у виробничому приміщенні. З цією метою були встановлені спеціальні ізоляційні листи для ізоляції печі. Для розсіювання конвективного тепла в цеху на даху будівлі цеху встановлено два аераційні ліхтарі. Ще одним заходом боротьби з надлишком тепла є встановлення повітряних душів на робочих місцях сталеварів.

Важливою умовою створення хороших умов праці є організований повітрообмін. Зовнішнє повітря потрапляє в цех через отвори в стінах, вікна та вихідні бар'єри. Стінові прорізи перекриті орними панелями. Вікна мають балюстради. Це дозволяє регулювати потік зовнішнього повітря. У теплу пору року повітря надходить до цеху через повітрозабірники на висоті робочої зони, а в холодну - через отвори на відстані не менше 4 м від висоти робочої зони. Повітря видаляється за допомогою витяжних шахт та аераційних ліхтарів. У цехах металургійних підприємств водяне зрошення допомагає охолодити приміщення і зменшити вплив надмірної спеки в цеху.

Подача повітря до працівників є дуже важливою на заводі. При цьому повітря нижчої температури, ніж зовнішнє, що подається вентиляторами, оточує робітників, полегшуючи процес випаровування і допомагаючи охолодити тіло. Повітряні душі (стаціонарні або мобільні) розташовуються таким чином, щоб потік повітря був спрямований на робочу зону металурга, де відбувається рециркуляція повітря.

У цехах металургів біля стін печей, склепінь, робочих віконних рам і сталевих каналів слід встановлювати теплові екрани з водяним охолодженням для зменшення випромінювання. Теплові екрани допомагають локалізувати джерела теплового випромінювання, зменшити його вплив на робочу зону і знизити температуру поверхні навколо робочої зони.

Захист від шуму і вібрації на заводі забезпечується повітроводами, газопроводами, клапанами, кришками печей і повітронагрівачами відповідної щільності.

Особливу роль в усуненні впливу шуму і вібрації відіграють автоматизація і механізація процесів.

Шум і вібрація знижуються за рахунок використання амортизаторів і легких ущільнювачів в повітроводах вентиляційної системи, а також амортизаторів у вібраційних двигунах.

Спецодяг виготовляється з вогнестійких просочених бавовняних, вовняних і тканинних матеріалів. Для спецодягу шахтарів і операторів розливних машин рекомендується використовувати азбестові або скловолокнисті металізовані вогнестійкі тканини. Черевики повинні бути оснащені додатковими елементами на нозі або манжетами. Черевики повинні бути оснащені ізоляційною прокладкою в передній частині черевика і між верхом і підшвою.

Для захисту очей і обличчя від бризок розплавленого металу і шлаку, ультрафіолетового та інфрачервоного випромінювання використовуйте захисні окуляри з небиткого скла і сітчасті маски з боковим захистом. Для працівників, які працюють біля печі, використовується скло SS-14.

Захисні пасти, креми та мазі використовуються для захисту шкіри рук, обличчя та шиї. Засоби індивідуального захисту органів дихання від задушливих і токсичних газів, парів і пилу включають респіратори (ШБ-1, У-2К, РП-К, Астра-2) і промислові протигази. Для захисту від шуму на металургійних заводах використовуються звукоізоляційні прокладки з матеріалу FPP-S. Беруші призначені для щоденного використання. Для захисту від вібрації використовуються двошарові рукавички з паралону. Також використовуються вібропояси, подушки, прокладки, антивібраційні черевики та антивібраційні килимки.

4.3 Заходи з електробезпеки

Контакт з електричним струмом може призвести до ураження електричним струмом, включаючи ураження електричним струмом та опіки. Контакт з дротами обладнання, що знаходяться під напругою, може призвести до ураження електричним струмом. Опіки можуть бути спричинені електричною дугою, пов'язаною з перемиканням електричних ланцюгів.

Внутрішні електричні мережі виконуються з ізолюваного проводу або кабелю із захисною оболонкою, що відповідає умовам експлуатації за механічною міцністю і стійкістю до впливу навколишнього середовища.

У мережах загального освітлення допускається напруга до 250 В. У вибухо-небезпечних зонах, особливо небезпечних для світильників і ручного інструменту при місцевому і ремонтному освітленні, напруга не повинна перевищувати 36 В.

Регламентуються вертикальні та горизонтальні відстані від електричних проводів до землі, транспортних шляхів, будівель та інших об'єктів. Крім того, мінімально допустима площа поперечного перерізу електричних проводів стандартизована з точки зору механічної міцності та захисту від обриву проводів.

Для захисту від дотику активна частина проводів встановлюється поза зоною досяжності (високо, під підлогою або в стіні). Підвішування до оголених проводів здійснюється на висоті не менше 3,5 м (якщо не потрібна більша висота через можливий контакт з предметами з землі або транспортними засобами, що проїжджають повз). Мінімально допустима відстань до оператора становить 0,7 м для 15 кВ і 3 м для 220 кВ.

Відкриті струмоведучі частини, до яких можуть торкатися люди, надійно відключені у всіх випадках, коли напруга перевищує 65 В в безпечних зонах і 36 В в небезпечних зонах; при напрузі понад 250 В захищаються не тільки оголені струмоведучі частини, але й ізолювані струмоведучі частини. Електричні компоненти пофарбовані у визначений колір. Це робиться не тільки для розпізнавання та з естетичних міркувань. Завдяки своїм ізоляційним властивостям покриття виконує особливу захисну функцію, оскільки усуває або зменшує ризик проходження електричних ланцюгів через тіло оператора в разі аварії.

В якості захисної ізоляції можуть використовуватися електроізоляційні лаки, плівки, емалі та олійні фарби [16].

4.4 Заходи пожежної безпеки

Конвертерні цехи відносяться до категорії пожежної небезпеки Г, оскільки в них відбувається обробка незгорілого матеріалу в гарячому розплавленому стані

під впливом променевого тепла і полум'я. В якості палива використовується газоподібне паливо.

Будівля виконана зі сталі та залізобетону, які є вогнестійкими матеріалами. За ступенем вогнестійкості конструкції цех відноситься до 1-го ступеня.

У цехах можливе налипання рідкого металу і шлаку на мокру підлогу, ґрунт, матеріали і конструкції. Такі події зазвичай супроводжуються вибухами з викидом рідкого металу або шлаку.

Вибухи в доменних печах надзвичайно небезпечні. Це пов'язано з тим, що склепіння відкривається, і гарячий кокс і газу викидаються через вибухові отвори в робочу зону, де вони спалахують і горять в атмосфері, утворюючи довге полум'я.

Протипожежний захист Негорючі матеріали (азбест, спеціальна вата) використовуються для обмеження поширення вогню. Для запобігання витоку газу на вході газопроводу в підвал конвертерного цеху встановлена дренажна система.

Пожежна частина розташована на відстані 4 км від цеху.

Зовнішнє пожежогасіння об'єктів конвертерного цеху забезпечується кільцевою мережею з пожежними гідрантами і протипожежним водопроводом. У разі одночасного виникнення пожеж, за оцінками, витрачається 40 літрів протипожежної води в секунду. Автоматизована модульна установка аерозольного та порошкового пожежогасіння (АУП) призначена для виявлення джерела загоряння, передачі сигналу про пожежу на пульт чергового, подачі та розподілу вогнегасної речовини в приміщеннях, що захищаються, а також локалізації та гасіння пожежі на початковій стадії.

У неопалюваному металообробному цеху конвертерного цеху є евакуаційний вихід на випадок пожежі. Швидкість руху людей при вимушеній евакуації становить 16 м/хв, а допустима довжина евакуаційного шляху - не більше 50 м для одноповерхових виробничих будівель категорії А, ступенів вогнестійкості І і ІІ. Сумарна ширина евакуаційних шляхів та виходів визначається з розрахунку 0,6 на 100 евакуйованих. Передбачається не менше двох виходів (бажано з протилежних сторін об'єкта).

В якості технічних засобів виявлення пожежі в захищуваних приміщеннях цеху встановлені теплові пожежні та димові сповіщувачі наступних марок: Z-2000-SMK.

Біля зовнішніх виходів встановлені ручні пожежні сповіщувачі БолідИПР-513-3А (сповіщувач пожежний ручний).

Система пожежної сигналізації призначена для виявлення пожежі та забезпечення звукової та візуальної індикації про спрацювання пожежного сповіщувача [17].

4.5 Технічні заходи виробничої санітарії

4.5.1 Освітлення виробничих приміщень

Конвертерний цех обладнаний природним і штучним освітленням.

Світлові ліхтарі на стінах забезпечують природне освітлення будівлі цеху. Площа вікон становить 20% від площі підлоги. Типове значення коефіцієнта природного освітлення - 1% [18].

Там, де природного освітлення недостатньо, використовується штучне освітлення з мінімальною інтенсивністю 300 люкс відповідно до норм штучного освітлення. Для штучного освітлення використовуються лампи розжарювання типу НБ потужністю 60 і 100 Вт та НГ потужністю 500 Вт. Світловіддача ламп зростає зі збільшенням потужності, але ніколи не перевищує 18 лм/Вт. Більшість типів ламп мають термін служби 1000 годин.

Особливістю цього цеху є те, що освітлюваний робочий об'єкт (полум'я, розплавлений або нагрітий метал, шлак) знаходиться в полі зору. Яскравість нагрітого металу становить 71500...112000 лк. У виробничих умовах поверхню, що світиться, необхідно оглядати для контролю за процесом і візуальної оцінки температури, якості металу і шлаку тощо.

Тому яскравість адаптивного поля повинна бути постійною (тобто забезпечувати постійний рівень освітленості навколишніх об'єктів).

Освітленість ділянки може становити до 5 люкс. Живлення системи освітлення здійснюється від розрахованого джерела живлення 380/220 В. З урахуванням пилу, коефіцієнт потужності ламп становить 1,7 [18].

Відповідно до норм роботи з матеріалами та виробами, що світяться, в гарячих цехах мінімальний розмір об'єктів, що ідентифікуються, становить не менше 0,5 мм. Розряд зорової роботи в таких ситуаціях - VII. Коефіцієнт для природного освітлення в поєднанні з освітленням E_n становить 2,7%, тоді як коефіцієнт для нормального освітлення E_n - 0,9% [18].

4.5.2 Опалення і вентиляція

Через велику кількість залишкового тепла, що виділяється, необхідний високий повітрообмін у металообробних частинах за межами печі майбутнього конвертера, особливо в літні місяці.

Вентиляція досягається шляхом переміщення забрудненого повітря з приміщення і свіжого повітря в приміщення; природна вентиляція у виробничій зоні конвертерного цеху забезпечується тепловим тиском за рахунок різниці температур і вітровим тиском за рахунок вітру.

У зовнішній стіні ділянки позапічної обробки виконані отвори для припливу зовнішнього повітря, з висотою 2 м внизу отворів і витяжною шахтою на підлозі для збільшення теплового тиску. Будівля цеху. На витяжних шахтах встановлені дефлектори для збільшення повітрообміну за рахунок тиску вітру. Таке розташування отворів необхідне для збільшення повітрообміну влітку (шляхом відкриття обох рядів отворів) і зменшення повітрообміну взимку шляхом закриття нижніх отворів, що зменшує споживання тепла в приміщенні.

У зоні випалу спостерігалось інфрачервоне випромінювання на 1000 Вт/м^2 вище допустимого рівня випромінювання.

Заходи радіаційного захисту включають: використання спеціального одягу, що складається з костюма, темно-синіх окулярів, черевиків, рукавичок і каски. Згідно з інструкцією, працівникам не дозволяється перебувати в небезпечній зоні (радіусом 5-6 м) під час впорскування рідкого металу [19].

4.5.3 Виробничий шум

Ніяких спеціальних архітектурних рішень, конструкцій або установок не потрібно, оскільки рівень шуму в зоні металообробки за межами печі конвертерного цеху не перевищує 80 дБ і не перевищує гранично допустимий рівень шуму [20]. Шум може спричинити механічні пошкодження та призвести до загальних біологічних змін, дисфункцій та професійних захворювань, таких як втрата слуху, розриви барабанних перетинок (120-140 дБ), серцево-судинні зміни та шлункові дисфункції.

Джерелами шуму на заводі є працюючі конвертери, технічне обладнання (наприклад, мостові крани, насоси, навантажувачі) і лопатеві сопла, через які кисень проходить зі швидкістю звуку.

У відділенні позапічної обробки металу конвертерного цеху для зниження рівня шуму виконані наступні заходи

- Для зниження рівня шуму металоізольовані конструкції ізольовані спеціальними укриттями. Це дозволяє знизити рівень шуму поблизу технічного обладнання.
- Вентиляція встановлена в окремому приміщенні і зовні будівлі конвертерного цеху.
- Вентилятори встановлені на антивібраційних основах і прикріплені до повітропроводів за допомогою гнучких вставок.
- На стінах використовуються звукопоглинальні матеріали.
- Використання засобів індивідуального захисту (спеціальні каски, спеціально розроблені антифони (звукоізолюючі вкладиші для касок, заглушки для чашок).

Висновки

1. У кваліфікаційній роботі була розроблена ресурсозберігаюча технологія виробництва сталі марки 10Г2ФБЮ. Зроблений розрахунок матеріального балансу виплавки сталі, а також розрахунок легування і десульфурзації сталі.

2. Розглянуті питання переробки і утилізації сталеплавильних шлаків. Розрахунки показують, що при використанні конвертерного шлаку в аглодоменному виробництві здійснюється зменшення витрати шихтових матеріалів і економія енергоресурсів, а також відбувається зменшення викидів шкідливих речовин в природне довкілля. Заходи по застосуванню конвертерного шлаку в аглодоменному виробництві дозволяють утилізувати конвертерний шлак, що призводить до скорочення площ, займаних шлаковими відвалами, а отже, до поліпшення екологічної обстановки.

3. Зроблений аналіз поведінки сірки і фосфору при циклічному використанні конвертерного шлаку в ланцюзі «Чавун - конвертерний шлак». Розрахунки показують, що при використанні конвертерного шлаку в кількості до 100 кг/т чавуну небезпека накопичення сірки і фосфору в чавуні і конвертерному шлаку відсутня. За даними розрахунків побудовані графіки зміни вмісту сірки і фосфору в чавуні, напівпродукті і конвертерному шлаку.

4. Зроблені розрахунки і побудовані графіки, що показують зміну витрати шихтових матеріалів при використанні конвертерного шлаку в аглодоменному виробництві: зміна витрати концентрату при збільшенні частки конвертерного шлаку в аглошихті; зміна витрати вапняку в аглошихті при збільшенні масової частки СаО в конвертерному шлаку; зміна витрати агломерату в доменній шихті при збільшенні масової частки FeO в конвертерному шлаку.

5. Технологія виробництва оксидновугільних брикетів може бути реалізована на металургійних виробництвах будь-якого масштабу.

6. Застосування пропонованої технології виробництва оксидновугільних брикетів дозволяє утилізувати практично будь-які види залізовмісних відходів і вуглецьвмісних матеріалів.

7. Використання у складі шихти оксидновугільних брикетів, які містять мінімальну кількість шкідливих домішок, підвищує якість металу, що виплавляється.

8. Висока дисперсність, хороше злипання лігніну і понижений вміст шкідливих домішок, роблять його задовільним єднальним для матеріалів з низькими аутогезійними властивостями, наприклад, аглодоменних шлаків.

9. Добавка 20 % лігніну в тонкоподрібнені сталеплавильні шлами призводить до зниження міцності брикетів, яке може бути компенсоване підвищенням тиску пресування.

10. Сукупність аутогезійних і відновних властивостей лігніну дозволяють вважати його цінним матеріалом при брикетуванні відходів, кращим, ніж антрацитовий штиб.

11. Подальші дослідження слід вести у напрямі вивчення умов брикетування концентратів з лігніном і їх відновлення.

Таким чином, використання конвертерного шлаку в металургійному виробництві призводить до збереження природних і енергетичних ресурсів, зменшення викидів шкідливих речовин в природне довкілля, а також дозволяє отримати економічну вигоду. З проведених в роботі розрахунків і з аналізу отриманих результатів можна зробити висновок про доцільність і ефективність вторинного використання конвертерних шлаків.

Перелік джерел посилання

1. Основи металургійного виробництва металів і сплавів : підручник для металург. спец. вищ. навч. закл. / Д. Ф. Чернега, В. С. Богушевський, Ю. Я. Готвянський [та ін.] ; за ред. Д. Ф. Чернеги, Ю. Я. Готвянського. Київ : Вища школа, 2006. 503 с.
2. Дурягіна З. А., Лизун О. Я., Пілюшенко В. Л. Сплави з особливими властивостями : навч. посіб. для студ. вищ. навч. закладів. Львів : Львівська політехніка, 2007. 236 с.
3. Теорія будови рідкого, аморфного і кристалічного стану (об'єм поверхні та поверхня в об'ємі) : монографія / М.М. Бережний та ін. Кривий Ріг : «Мінерал», 2007. 291 с.
4. Смірнов О. М., Макуров С. Л., Сафонов В. М. Виробництво зливків сталі та промислових сплавів : навч. посіб. Донецьк : Ноулідж, 2013. 405 с.
5. Попович В. В., Попович В. В. Технологія конструкційних матеріалів і матеріалознавство. Львів : Світ, 2006. 624 с.
6. Атаманюк В. В. Технологія конструкційних матеріалів. Київ : Кондор, 2006. 528 с.
7. Технології одержання металів та сплавів для ливарного виробництва : навч. посіб. / А. М. Верховлюк, А. В. Нарівський, В. Г. Могилатенко. За ред. академіка НАН України В. Л. Найдека. Київ : Видавничий дім "Вініченко", 2016. 224 с.
8. Збожна О. М. Основи технологій : навч. посіб. Тернопіль : Картбланш, 2002. С. 30–58.
9. Смирнов В. О., Білецький В. С. Фізичні та хімічні основи виробництва. Київ : Наука, 2005. С. 45–48.
10. Афтандіянц Є. Г., Зазимко О. В., Лопатько К. Г., Поліщук А. В. Технологія конструкційних матеріалів і матеріалознавство. Конспект лекцій в 2-х книгах. Київ: НУБіП України, 2016. 125 с.
11. Сологуб М. А., Рожнецький І. О., Некоз О. І. Технологія конструкційних матеріалів та матеріалознавство. Київ : Техніка, 2002. С. 374.

12. Попович В. Технологія конструкційних матеріалів і матеріалознавство. Книга І. Львів. 2000. С. 264.
13. Попович В., Голубець В. Технологія конструкційних матеріалів і матеріалознавство. Книга ІІ. Суми : Університетська книга, 2002. С.259.
14. Державні санітарні правила "Підприємства чорної металургії" ДСП 3.3.1.038-99.
15. Наказ МОЗ від 14.07.2020 № 1596 «Про затвердження гігієнічних регламентів допустимого вмісту хімічних і біологічних речовин у повітрі робочої зони».
16. Наказ МОЗ України «Про затвердження гігієнічних регламентів допустимого вмісту хімічних і біологічних речовин у повітрі робочої зони» 14.07.2020 № 1596.

ПУБЛІКАЦІЇ ЗА ТЕМОЮ КВАЛІФІКАЦІЙНОЇ РОБОТИ

Міністерство освіти і науки України
Запорізький національний університет
Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю.М. Потебні



**III ВСЕУКРАЇНСЬКОЇ НАУКОВО-ПРАКТИЧНОЇ КОНФЕРЕНЦІЇ ЗА
УЧАСТЮ МОЛОДИХ НАУКОВЦІВ
«АКТУАЛЬНІ ПИТАННЯ СТАЛОГО НАУКОВО-ТЕХНІЧНОГО ТА
СОЦІАЛЬНО-ЕКОНОМІЧНОГО РОЗВИТКУ РЕГІОНІВ УКРАЇНИ»**

17-20 жовтня 2023 року



11150-75 і ГОСТ 9454-78, проводиться випробуванням на ударну в'язкість на стандартних зразках зі штучно створюваними концентраторами типу надрізів U-подібної або V-подібної форми (останні кращі для випробувань зварних з'єднань).

Незважаючи на жорсткість подібної оцінки крихкості, чисельне значення ударної в'язкості не є достатньою характеристикою переходу металу в крихкий стан. Є приклади, коли метал шва має значення $KCU < 25$ Дж/см², а зварне з'єднання працює досить довго без ламких руйнувань. Це тим, що розповсюдженню тріщини передують її зародження чи початок її руху, якщо тріщина існувала раніше. Випробування на ударну в'язкість оцінюють лише роботу тріщини. Існують методики оцінки властивостей металу, що визначають його опірність початку руйнування.

УДК 669.1

Кириченко О.Г., к.т.н., доц., Гузенко Р.І., магістрант 2 курсу,
Піщенко К.А. ЗдВО 3 курсу,
Науковий керівник – к.т.н., доцент Кириченко О.Г.

СУЧАСНІ ПІДХОДИ ДО ЗБІЛЬШЕННЯ ЧАСТКИ ЗАЛІЗОВМІСНИХ ВІДХОДІВ У БАЛАНСІ СИРОВИНИ МЕТАЛУРГІЙНОГО ВИРОБНИТЦВА

*Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю.М.Потебні Запорізького
національного університету, кафедра металургійних технологій, екології та
техногенної безпеки*

У чорній металургії щорічно утворюються мільйони залізовмісних відходів у вигляді окалини, шлаків, пилу. У виробництво повертається в основному через агломерацію і конвертерне виробництво близько 45-50 % заліза, що міститься у відходах, інші 50-55 % або накопичуються у відвалах і відстійниках, або безповоротно втрачаються поза підприємствами. Повернення у виробництво заліза, що міститься у відходах, є важливим економічним завданням.

У металургійному виробництві утворення залізовмісних відходів відбувається на всіх стадіях технологічного процесу, починаючи від підготовки залізородної сировини і закінчуючи виробництвом готового прокату. Джерела утворення залізовмісних відходів і їх об'єм визначені на прикладі конвертерного виробництва металургійного комбінату представлені в таблиці 1 [1].

Характеристика залізовмісних відходів за деякими показниками приведена в таблиці 2.

За оцінкою експертів тонна заліза, отриманого з відходів виробництва в 5-7 разів дешевше за тонну заліза, отриманого з первородної сировини (залізняку).

Таблиця 1 – Джерела і об'єм залізовмісних відходів на металургійному комбінаті

Джерела утворення залізовмісних відходів	Об'єм залізовмісних відходів, тис. т
Конвертерне виробництво продуктивністю 7,5 млн т сталі, у тому числі	86,7
- - окалина МБЛЗ	20,4
- - шлам машини газового різання МБЛЗ	22,5
- - шлам газоочищення	12,5
- - пил газоочищення	31,25
Доменний цех, у тому числі	539,6
- - шлам від аспіраційних установок підбункерного приміщення	7,7
- - шлам газоочищення	56,9
- - колошниковий пил	475,0
Агломераційно-збагачувальна фабрика (просівання агломерату фракцією менше 5 мм)	312,5
Окалина прокатного виробництва	203,75
Всього	1142,55

Витрати на видобуток залізної руди з кожним роком ростуть зв'язку з погіршенням гірничогеологічних умов, віддаленістю від металургійних підприємств і інших чинників.

Таблиця 2 – Характеристика залізовмісних відходів

Найменування матеріалів	Вміст заліза, %	Фракція, мм	Вологість, %
Окалина МБЛЗ	72,0	0,5-5,0	10-12
Шлам машин газового різання МБЛЗ	60,0	0,1-3,0	6-8
Колошниковий пил	48,5	0,1-2,0	6-12
Шлам газоочищення конвертерного цеху	59,7	0,1-2,0	30-40
Шлам газоочищення доменного цеху	58,5	0,1-2,0	12-20
Окалина прокатних цехів	69,0	0,5-5,0	16-12
Просівання агломерату	55,4	до 5,0	до 6,0

Для кваліфікованого використання цих відходів в сталеплавильному виробництві їх необхідно заздалегідь підготувати. Підготовка полягає в обезводненні шламів і усереднюванні. Для цього потрібне спорудження спеціального відділення.

У світовій практиці добре відпрацьовані різні варіанти утилізації шламів. Найбільш простий і в той же час прийнятний для сталеплавильного виробництва варіант полягає в послідовному здійсненні наступних операцій: згущування пульпи, сушка на дискових вакуум-фільтрах, а потім у барабанних сушилах до вологості 6 %. Сушка шламів робиться за рахунок спалювання газового палива, або гарячим повітрям, що поступає від повітрянагрівача за котлом-утилізатором кисневого конвертера.

Останніми роками частка окалини у балансі залізовмісної сировини скоротилося. Це, на наш погляд, обумовлено деякими причинами. Перше - відсутність комплексного економічного обліку усіх взаємозв'язаних чинників застосування окалини в агломераційному, доменному і конвертерному виробництвах.

Друге – заміна металобрухту окалиною супроводжується збільшенням частки чавуну в металошихті, що веде до дорожчання металопродукції.

До збільшення частки металовмісних відходів у балансі сировини на металургійних підприємствах «підштовхує» і те, що останніми роками сталося значне скорочення об'ємів підготовки і переробки металургійної лому (на 15-25 %), що змушує сталеплавильників підприємств або збільшити витрату дорогого чавуну на виплавку сталі, або шукати ефективні і прийнятні способи збільшення частка залізовмісних відходів у балансі сировини по металу.

В цілому, рішення проблем повнішої утилізації відходів металургійного виробництва і збільшення частка залізовмісних відходів у балансі залізородної сировини металургійних підприємств неможливе без усебічної економічної оцінки усіх енерго-матеріально-економічних аспектів різних варіантів їх застосування [2].

Список використаних джерел

1. Абашина К. О., Хандогіна О. В. Конспект лекцій з навчальної дисципліни «Утилізація промислових відходів». Харків : ХНУМГ ім. О. М. Бекетова, 2016. 58 с.
2. Сігарьов Є. М. Технології ресурсозбереження в металургії : конспект лекцій для освітньо-професійної програми підготовки магістрів за напрямом 136 Металургія (Частина 1). Кам'янське : ДДТУ, 2018. 80 с.