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

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

Кваліфікаційна робота / проєкт

перший (бакалаврський) рівень
(рівень вищої освіти)

на тему *Оцінка впливу флюсу на якість металу при електрошлаковому переплаві*

Виконав: студент *4* курсу, групи 6.1363-м-сз
спеціальності *136* «*Металургія*»
(код і назва спеціальності)
освітньої програми
Металургія
(код і назва освітньої програми)
спеціалізації
(код і назва спеціалізації)
А.А. Овдієнко
(ініціали та прізвище)

Керівник *професор кафедри металургійних технологій, екології та техногенноїбезпеки, д. т. н., проф. Скачков В.О.*
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)
Рецензент *доцент кафедри металургійних технологій, екології та техногенної безпеки, к.т.н., доцент Нестеренко Т.М.*
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Запоріжжя
2025

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

Кафедра *металургійних технологій, екології та техногенної безпеки*
Рівень вищої освіти *перший (бакалаврський) рівень*
(перший (бакалаврський) рівень, другий (магістерський) рівень)
Спеціальність *136 «Металургія»*
(шифр і назва)
Спеціалізація _____
(шифр і назва)
Освітня програма *Металургія*
(шифр і назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри*МТЕТБ*
Юрій БЄЛОКОНЬ
« 27 » 12 2024 року

З А В Д А Н Н Я

НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ (ПРОЄКТ) СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)

Овдієнко Артему Анатолійовичу
(прізвище, ім'я, по батькові)

1.Тема роботи (проєкту) *Оцінка впливу флюсу на якість металу при електрошлаковому переплаві*
керівник роботи *д-р.техн.наук, професор Скачков Віктор Олексійович*
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)
затверджені наказом ЗНУ від "*27*" *грудня 2024 року № 2031-с*
2. Строк подання студентом роботи *20.05.2025 р.*
3. Вихідні дані до роботи *Науково-технічна література, статті у фахових виданнях, матеріали конференцій, патенти та ДСТУ.*
4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити)
Реферат. Вступ. Аналіз технологічних сосблтвостей процесу електрошлакового переплаву. Вибір матеріалу та обгрунтування методики дослідження. Дослідження впливу флюсу типу АНФ-6 на якість металу при електрошлаковому переплаві. Охорона праці та техногенна безпека. Загальні висновки. Перелік джерел посилання.
5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)
Титульний лист – 1. Мета роботи. Завдання роботи – 1. Хімічний склад концентрату. Експлуатаційні запаси і хімічний склад плавиково-шпатових руд Покрово-Киреївського родовища – 1. Лабораторна піч Таммана. Технічна характеристика печі Таммана – 1. Баланс фосфору на промислових плавках шлаку АНФ-6 за даними ПАТ "Нікопольський завод феросплавів" – 1. Залежність зміни енергії Гіббса реакції $3P_2O_5+10Al_2O_3=5Al_2O_3+6/P/Fe$ від вмісту оксиду алюмінію та температури

в розплавах системи CaF_2-Al_2O_3-CaO-P_2O_5 – 1. Залежність вмісту фосфору в шлаку від тривалості витримки. Вплив кількості металевої стружки, що досаджувалася, на ступінь дефосфорації початкового концентрату – 1. Порівняння хімічного складу шлаку АНФ-6, виплавленого з використанням руди Покрово-Киреївського родовища (Україна) і Ярославського флюоритового концентрату (Україна). Середній вміст неметалічних включень і газів в сталі ШХ15 – 1. Зміна хімічного складу сталі ШХ15, переплавленої на стандартному та дослідному шлаках АНФ-6 – 1. Схема звукоізолюючої кабіни пульту управління піччю – 1. Загальні висновки – 2.

6. Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
Аналіз технологічних сосблтвостей процесу електрошлакового переплаву	*професор Скачков В.О.*		
Вибір матеріалу та обгрунтування методики дослідження	*професор Скачков В.О.*		
Дослідження впливу флюсу типу АНФ-6 на якість металу при електрошлаковому переплаві	*професор Скачков В.О.*		
Охорона праці та техногенна безпека	*професор Скачков В.О.*		
Нормоконтроль	*доцент О.С. Воденнікова*		

7. Дата видачі завдання *27.12.2024 р.*

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи бакалавра	Строк виконання етапів роботи	Приміпка
1	*Реферат. Вступ*	*17.02.2025-20.02.2025*	
2	*Аналіз технологічних сосблтвостей процесу електрошлакового переплаву*	*21. 02.2025-17.03.2025*	
3	*Вибір матеріалу та обгрунтування методики дослідження*	*18. 03.2025-31.03.2025*	
4	*Дослідження впливу флюсу типу АНФ-6 на якість металу при електрошлаковому переплаві*	*01.04.2025-30.04.2025*	
5	*Охорона праці та техногенна безпека*	*01.05.2025-12.05.2025*	
6	*Загальні висновки. Перелік джерел посилання. Графічна частина*	*13.05.2025-19.05.2025*	

Студент _____ *Артем ОВДІЄНКО*
(підпис) (ініціали та прізвище)

Керівник роботи (проєкту) _____ *Віктор СКАЧКОВ*
(підпис) (ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено
Нормоконтролер _____ Оксана ВОДЕННІКОВА
(підпис) (ініціали та прізвище)

РЕФЕРАТ

Розрахунково-пояснювальна записка: 67 с., 16 рис., 10 табл., 31 джерело посилання.

ЕЛЕКТРОШЛАКОВИЙ ПЕРЕПЛАВ, ФЛЮС, ФЛЮОРИТОВА СИРОВИНА, ОКОМКУВАННЯ, ДЕФОСФОРАЦІЯ ШЛАКІВ, ЗЛИТОК.

Тема кваліфікаційної роботи бакалавра: Оцінка впливу флюсу на якість металу при електрошлаковому переплаві.

Мета роботи – визначення впливу добавки флюсу на технологічний процес виплавки сталі методом ЕШП.

У розділі 1 проаналізовано основні технологічні особливості процесу електрошлакового переплаву, приведена характеристика сьогоденної сировинної бази для виплавки електроплавлених флюсів.

У розділі 2 описано матеріали і методи дослідження для оцінки впливу флюсу на якість металу при електрошлаковому переплаві.

У розділі 3 проведено дослідження технології окомкування флюоритового концентрату, дефосфорації шлаків ЕШП, якості металу, що виплавляється, з використанням дослідного шлаку та можливості застосування плавиковошпатних руд Покрово-Киреївського родовища для виплавки шлаків ЕШП.

У розділі 4 приведені основи охорони праці та техногенної безпеки в процесі ЕШП, зокрема розглянуто виробничу санітарію основного приміщення електросталеплавильного цеху, побутових та допоміжних приміщень, а також запропоновано розрахунок звукоізольованої кабіни посту управління.

Результати роботи можуть бути використані при викладанні спеціальних дисциплін для здобувачів першого (бакалаврського) рівня вищої освіти за спеціальністю 136 «Металургія».

ЗМІСТ

ВСТУП……7
1 АНАЛІЗ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ОСОБЛИВОСТЕЙ ПРОЦЕСУ ЕЛЕКТРОШЛАКОВОГО ПЕРЕПЛАВУ……..9
1.1 Суть, призначення і основні технологічні особливості процесу електрошлакового переплаву…….....9
1.2 Характеристика існуючої сировинної бази для виплавки флюсів в умовах металургійних підприємств України…….……16
1.2.1 Характеристика та властивості флюоритової сировини……...16
1.2.2 Характеристика та властивості матеріалів, що використовуються при виплавці шлаків…….…21
1.3 Металургійні флюси……...….22
1.3.1 Номенклатура марок флюсів……...…22
1.3.2 Загальні технологічні особливості отримання електроплавлених флюсів і шлаків ЕШП……...23
1.4 Екзотермічний флюс: структура та вплив на якість металу……...30
1.5 Висновки…….…….34
2 ВИБІР МАТЕРІАЛУ ТА ОБҐРУНТУВАННЯ МЕТОДИКИ ДОСЛІДЖЕННЯ……....35
2.1 Дослідження технології окомкування флюоритового концентрату……...35
2.2 Дослідження технології дефосфорації шлаків ЕШП……...35
2.3 Висновки…….…30
3 ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ ФЛЮСУ ТИПУ АНФ-6 НА ЯКІСТЬ МЕТАЛЛУ ПРИ ЕЛЕКТРОШЛАКОВОМУ ПЕРЕПЛАВІ…….…...39
3.1 Дослідження і розробка технології окомкування флюоритового концентрату……39
3.2 Дослідження і розробка технології дефосфорації шлаків ЕШП……41
3.2.1 Аналіз поведінки фосфору при виплавці фторидних шлаків……..41
3.2.2 Термодинамічний аналіз відновлення фосфору алюмінієм фторидно -

оксидних розплавах……..…44
3.2.3 Експериментальні дослідження процесу дефосфорації шлаків ЕШП…...46
3.3 Дослідження можливості застосування плавиковошпатних руд Покрово-Киреївського родовища для виплавки шлаків ЕШП…….....50
3.4 Дослідження якості металу, що виплавляється з використанням дослідного шлаку……..50
3.5 Висновки…….53
4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА…….....54
4.1 Умови безпеки праці при роботі, зберіганні та транспортуванні металургійних флюсів…….54
4.1 Аналіз шкідливих та небезпечних факторів……56
4.2 Аналіз шкідливих, небезпечних факторів та заходи щодо їх усунення при роботі в умовах ЕШП……56
4.3 Розрахунок звукоізольованої кабіни посту управління……..58
4.4 Висновки…….…61
ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ……..……62
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ …….…….……..64

ВСТУП

Якість сталі та виготовлених з неї виробів залежить не тільки від якості шихтових матеріалів (металевого лому, чавуну, залізняків) або дотримання технологічного регламенту сталеплавильних процесів, але і від види використання методів спеціальної металургії. Для отримання високоякісної сталі найбільш простим і широко вживаним методом спеціальної металургії є електрошлаковий переплав (ЕШП).

Як відомо, одним з основних матеріалів, необхідних для ведення процесу ЕШП, є шлак. Плавлення електродного металу при ЕШП відбувається в результаті виділення тепла в розплавленому шлаку при проходженні через нього електричного струму. Електричні параметри електрошлакового процесу і якість металу ЕШП в значній мірі обумовлені фізичними і металургійними властивостями вживаного шлаку.

Найбільше розповсюдження для ЕШП отримали шлаки на основі CaF_2 з добавками термодинамічно міцних оксидів кальцію, алюмінію, магнію та ін. Одним з основних шихтових матеріалів, використовуваних для виробництва шлаків ЕШП, є флюоритовий концентрат (98–99% CaF_2), який отримують з бідних флюоритових руд методом флотації.

Найбільш широке розповсюдження при ЕШП в наший країні отримав шлак АНФ-6, для виробництва якого потрібна значна кількість якісного флюоритового концентрату. Відомо, що високоякісний флюоритовий концентрат є вельми дефіцитним матеріалом.

Дефіцит не тільки флюоритового концентрату, але і інших складових шихти флюсів ЕШП, зокрема, глинозему гостро ставить завдання дослідження нових шихтових матеріалів з недефіцитної мінеральної сировини і відходів промислового виробництва.

Якість шлаків ЕШП, що виплавляються, в значній мірі залежить від якості шихтових матеріалів і в першу чергу флюоритового концентрату.

Останніми роками разом з гострим дефіцитом флюоритового концентрату

безперервно погіршується і його якість, зокрема збільшується вміст сірки, фосфору і кремнезему. При цьому найбільш небажаною домішкою є фосфор, оскільки за певних умов він може відновлюватися з шлаку і переходити в метал, що рафінується [1–7].

Тим часом, до теперішнього часу відомості про поведінку фосфору при виплавці шлаків ЕШП і можливих шляхах їх дефосфорації в літературі практично відсутні.

Мета і завдання досліджень. Мета роботи – дослідження недефіцитних шихтових матеріалів для виробництва флюсів ЕШП і залучення їх в промислове виробництво.

Для досягнення поставленої мети необхідно вирішити наступні теоретичні та прикладні завдання:

– проаналізувати основні технологічні особливості процесу електрошлакового переплаву, сьогоденний стан сировинної бази для виплавки електроплавлених флюсів в умовах металургійних підприємств України;

– запропонувати оптимальну технологію окомкування флюоритового концентрату;

– провести порівняння хімічного складу шлаку типу АНФ-6, виплавленого з використанням руди Покрово-Киреївського родовища і Ярославського флюоритового концентрату, зі звичайним складом АНФ-6.

1 АНАЛІЗ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ОСОБЛИВОСТЕЙ ПРОЦЕСУ ЕЛЕКТРОШЛАКОВОГО ПЕРЕПЛАВУ

1.1 Суть, призначення і основні технологічні особливості процесу електрошлакового переплаву

Характерною особливістю процесу електрошлакового переплаву (ЕШП), розробленого Інститутом електрозварювання ім. Е. О. Патона, є відсутність електричної дуги. Електричний ланцюг між електродом, що витрачається, і злитком, що наплавляється, до яких підводиться різниця потенціалів, замикається через шар розплавленого шлаку. Твердий шлак не проводить струм. У рідкому стані шлак стає електропровідним, але володіє високим опором. На цій ділянці електричного ланцюга виділяється багато тепло, шлак нагрівається до 1700–2000 °С, внаслідок чого оплавляється занурений в нього кінець електроду, що витрачається. Метал електроду у вигляді крапель перетікає у ванну кристалізатора і через деякий час кристалізується там, в умовах направленого зверху вниз тепловідводу і високого градієнта температури, що створюється підігрівом ванни зверху від шлаку і охолоджуванням піддону і кристалізатора водою.

Роль рафінуючого середовища при ЕШП грає шлакова ванна, причому, змінюючи склад вживаного шлаку, можна здійснювати виборче рафінування металу від тих або інших домішок. Шлакова ванна виконує також роль теплової надставки, сприяючи утворенню щільної направленої структури злитка, що наплавляється. Стабілізуючи теплові процеси внаслідок акумуляції великої кількості тепла і рівномірно обігріваючи поверхню металевої ванни по всьому перетину кристалізатора, шлак дозволяє отримувати цим способом злитки не тільки круглого, але і будь-якого іншого перетину – квадратні, багатогранні, прямокутні з великим співвідношенням довжин широкої і вузької сторін, а також порожнисті відливання різної форми, заготовки прокатних валів, колінчастих валів і шатунів крупних суднових двигунів та ін.

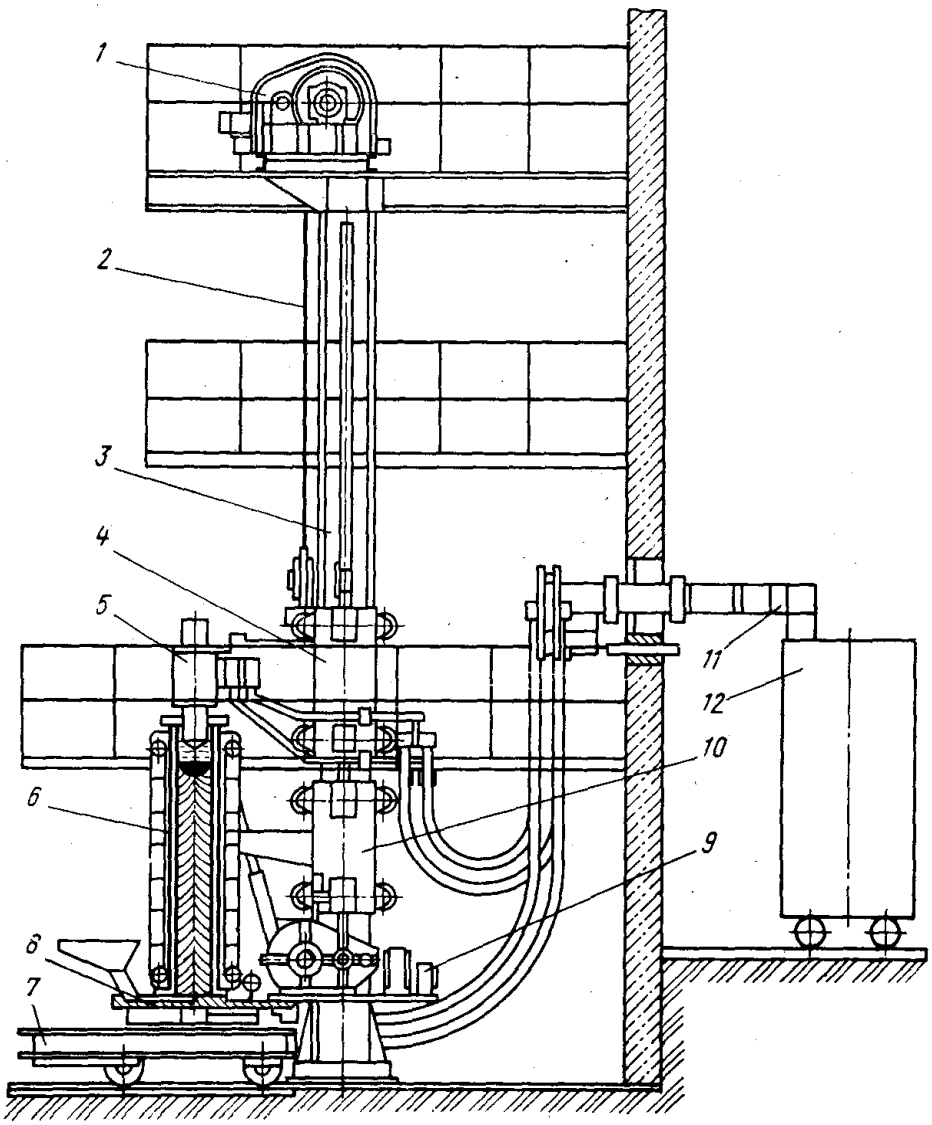
Враховуючи широкі можливості отримання методом ЕШП злитків металу різного складу і великого асортименту литих заготовок при відносно невисокій вартості устаткування для його здійснення, в у нас в країні і за кордоном експлуатують і продовжують будувати сотні електрошлакових печей різних призначень, типів і конструкцій. Класифікувати ці печі складно, тому установки електрошлакового переплаву доцільно групувати по тих або інших істотних ознаках.

Електрошлаковий переплав може бути здійснений за різними схемами. Найбільш простій схемою ЕШП є переплав електроду, що витрачається, в глуходонний кристалізатор при їх повній відносній нерухомості. Умовою проведення за такою схемою є рівність перетинів електроду і злитка, внаслідок чого при оплавленні електроду шлакова ванна сама переміщається вгору. Проте значно частіше використовують схеми ЕШП з відносним переміщенням електроду і кристалізатора [4, 5].

Електрошлаковий переплав здійснюють, як правило, на повітрі, тому в порівнянні з установками для вукуумно-дугового переплаву (ВДП), електронно-променевого переплаву (ЕПП) та плазменно-дугового переплаву (ПДП) установки ЕШП простіші [6, 7].

Схема типової однофазної установки для отримання сортових і листових злитків (рис. 1.1) складається із стійки-колони, по якій за допомогою спеціальних механізмів переміщаються каретки електродотримача і кристалізатора, електродотримача з механізмом затиску електроду, кристалізатора, піддону, джерела живлення і токопідводу, системи охолоджування піддону і кристалізатора, приладів контролю і управління. Стійку виконують зазвичай у вигляді порожнистої колони, у верхній частині якої переміщається контрвантаж, пов'язаний з електродотримачем тросом, перекинутим через блок; контрвантаж служить для урівноваження частини маси електроду з електродотримачем. Нижня частина стійки використовується у якості каналу вентиляційної системи для відсмоктування газів, що виділяються з кристалізатора, і пилу. Конструкція глуходонних кристалізаторів

установок ЕШП аналогічна конструкції кристалізаторів вакуумних дугових печей. Разом з тим більш рівномірне виділення тепла в шлаковій ванні в порівнянні з дугою і велика теплова інерція шлакової ванни створюють сприятливі умови для обігріву металу при ЕШП, що дозволяє переплавляти метал не тільки в круглих, але і в квадратних і прямокутні кристалізатори, отримуючи сортові і листові злитки. Для підвищення механічної міцності прямокутних кристалізаторів їх підсилюють ребрами жорсткості.



1 – привід механізму переміщення електроду; 2 – трос контрвантажу; 3 – стійка; 4 – каретка електродотримача; 5 – електродотримач; 6 – кристалізатор; 7 – візок; 8 – піддон; 9 – механізм переміщення кристалізатора; 10 – каретка кристалізатора; 11 – токопідвід; 12 – трансформатор

Рисунок 1.1 – Схема біфілярної установки для ЕШП

Знизу кристалізатор закривають піддоном, пристрій якого аналогічно пристрою піддонів вакуумних дугових печей, а зверху на кристалізатор встановлюють коробку (на рис. 1.1 не показана), зв'язану через проріз в колоні з вентиляційною системою і призначену для уловлювання газів, що виділяються з кристалізатора, і зменшення підсосу в кристалізатор атмосферного повітря. Піддон розташовується на самохідному візку, який після закінчення плавки і підйому кристалізатора переміщає піддон із злитком в зону дії мостового крана.

Багато нових установок обладнано пристроями для сифонової заливки шлаку в кристалізатор, що виключають необхідність розплавляти шлак в кристалізаторі на початку переплаву. В цьому випадку збільшується продуктивність установки і поліпшується будова нижньої частини злитка, що наплавляється.

Найважливіший вплив на металургійні процеси і електротехнічні параметри ЕШП роблять склад і властивості шлаків (флюсів). Шлак при ЕШП не тільки рафінує метал від небажаних домішок, але і є генератором тепла, формує поверхню злитка, захищає метал від взаємодії з газами, бере участь в замиканні електричного ланцюга і виконує ряд інших функцій, тому до нього пред'являють наступні вимоги за хімічним складом, фізичним і фізико-хімічним властивостям:

1. Шлак повинен забезпечувати протікання фізико-хімічних процесів, пов'язаних з рафінуванням металу від розчинених домішок і неметалічних включень, захист активних легуючих елементів (алюмінію, титану та ін.) від окислення, стабільність хімічного складу по висоті злитка, що наплавляється.

2. При робочих температурах (1500–1900°С) шлак повинен мати електричну провідність порядку 1–6 Ом/см. Висока електрична провідність шлаку може не забезпечити необхідну концентрацію тепла, а високий опір може привести до появи дугових розрядів.

3. Шлак повинен бути легкоплавким, мати високу температуру кипіння і мало змінювати в'язкість в широкому інтервалі температур, тобто бути “довгим”. Такий шлак утворює рівну тонку скориночку гарнісажу і дозволяє

отримувати злиток з високою якістю поверхні. Використання тугоплавкого (“короткого”) шлаку приводить до появи ряду поверхневих дефектів.

4. Шлак повинен мати високе міжфазне натягнення на межі з металом і володіти високою адгезією до неметалічних включень. Це сприяє хорошому відділенню шлаку від металу і забезпечує хороше відшаровування скориночки шлаку від поверхні злитка, а також сприяє витяганню шлаком неметалічних включень. Крім того, шлаки не повинні містити дефіцитних компонентів, повинні легко дробитися, не бути дуже гігроскопічними і дорогими.

Найчастіше ЕШП застосовують для глибокої десульфурації металу, рафінування від неметалічних включень і отримання щільної однорідної структури. У зв'язку з цим найширше використовують десульфуруючі шлаки.

Високою здатністю до десульфурації володіє оксид кальцію, але катіони Ca^{2+} утворюють з аніонами O^{2-} міцні зв'язки, що обумовлюють високу температуру плавлення шлаків і значну зміну їх в'язкості при зміні температури. Тому частіше використовують шлаки на основі дефіцитнішого фториду кальцію, до якого для збільшення здатності до десульфурації додають CaO.

Але CaF_2 і CaO володіють високою електричною провідністю. Для збільшення електричного опору до них доцільно додавати глинозем, створюючий в розплаві крупні аніони $Al_3O_7^{5-}$, AlO_3^{3-} і зменшує провідність розплаву. Шлак, що містить 25–30% Al_2O_3 і 60–70% CaF_2, плавиться при температурі ~1300°C, а при температурах ЕШП знаходиться в сильно перегрітому стані, завдяки чому стає дуже активним.

Небажаними домішками в шлаках для ЕШП є легковідновлювальні оксиди (заліза, марганцю, хрому, кремнію та ін.), оскільки при переплаві металу, що містить високоактивні легуючі елементи, вони відновлюються цими елементами, внаслідок чого вміст, наприклад, титану і алюмінію змінюється по висоті злитка. За наявності над ванні вільного кисню оксиди змінної валентності (заліза, марганцю, титану та ін.) є, крім того, переносниками кисню з атмосфери в металеву ванну. На поверхні розділу шлак-атмосфера оксиди

окислюються до вищих, які потім потрапляють на межу розділу шлак-метал. Там вони знов відновлюються до нижчих оксидів, віддаючи кисень металу. Перекачуванню кисню з атмосфери в метал сприяє циркуляція шлаку і оновлення атмосфери.

Технологія електрошлакового переплаву представляється наступним чином. До електродів перед їх подачею на установку приварюють інвентарну головку (огарок) із захопленням для транспортування краном у вертикальному положенні. Краном електрод підвозять до електродотримача установки і навісу затискають в головці електродотримача. Кристалізатор і піддон очищають від залишків шлаку, корольків металу і нальоту. На піддон укладають шайбу приманки. Якщо температура охолоджуючої води нижче за температуру в цеху, то на піддоні і кристалізаторі можлива конденсація вологи; в цьому випадку перед початком плавки їх досуха протирають дрантям. Існують два різновиди технології процесу: з твердим або рідким стартом.

У першому випадку шлак розплавляють безпосередньо в кристалізаторі. Для цього на затравочну шайбу укладають декілька витків стружки і засипають деяку кількість термітної суміші, що складається з алюмінієво-магнієвого порошку і калієвої селітри. У якості наповнювача, який гальмує згорання суміші, використовують робочий флюс. Електрод опускають до зіткнення із стружкою і в зазор між електродом і кристалізатором засипають робочий флюс (3–4% від маси плавки). При подачі напруги ланцюг замикається по стружці, по якій проходить струм великої сили. Стружка оплавляється і запалює термітну суміш. Під дією тепла екзотермічної реакції і дуги, що виникає між електродом і піддоном, плавиться робочий флюс. В мить, коли рідкий шлак замкне ланцюг між електродом і піддоном, процес з дугового переходить в електрошлаковий. Зовні це виявляється в припиненні кидків струму.

Плавка з рідким стартом більш сучасна. В цьому випадку електрод відразу опускають на певну відстань від піддону, до піддону і електроду підводять напругу. Після цього сифоном заливають в кристалізатор розплавлений шлак. У момент того, що стосується шлаку поверхні електроду

ланцюг замикається і в ній з'являється струм. Процес відразу починається в електрошлаковому режимі. Через 10–15 хв. після початку плавки процес переводять в робочий режим. При правильно підібраному режимі переплаву торець електроду має форму правильного конуса з підставою, рівною діаметру електроду (або форму правильної призми при переплавці квадратних і прямокутних електродів). Якщо подача електроду перевищує швидкість плавлення, то його торець набуває округлої форми, а електрод занурюється в шлак, який не оплавився циліндровою частиною. При подачі електроду з швидкістю, меншій швидкості плавлення, підстава конуса стає менше перетину електроду, а по горизонтальному поясу електроду на поверхні шлакової ванни можуть з'явитися електричні дуги. В процесі переплаву допускаються кидки струму до 25 % від середнього значення і короткочасні (до 30 с) відхилення струму від нормального до нуля. Завдяки тепловій інерції шлакової ванни ці відхилення не представляють такої небезпеки, як при ВДП.

В кінці плавки зменшується довжина електроду і, отже, його опір. Для підтримки постійної швидкості плавлення це вимагає відповідного коректування електричного режиму, яке проводиться за заздалегідь розробленою програмою. В кінці плавки, не відключаючи живлення установки, припиняють подачу електроду. Електрод витримують до оплавлення зануреної в шлак частини, що супроводжується поступовим зниженням робочого струму до нуля. В деяких випадках між торцем електроду і поверхнею шлакової ванни можлива поява дугових розрядів. У цей момент трансформатор відключають, а огарок електроду піднімають. Після закінчення плавки злиток витримують в кристалізаторі до повного твердіння металу і шлаку. Залежно від маси злитка ця витримка може досягати декількох годин. Оскільки при ЕШП злиток формується в шлаковому гарнисажі, поверхня злитка виходить рівною і чистою. Перед деформацією злиткам ЕШП не потрібне ні обточування, ні зачистка [4–7].

1.2 Характеристика існуючої сировинної бази для виплавки флюсів в умовах металургійних підприємств України

1.2.1 Характеристика та властивості флюоритової сировини

Як відомо, основним складником фторидних шлаків є фтористий кальцій. Вибір фтористого кальцію як основи шлаків ЕШП не випадковий. По-перше, фторид кальцію здатний забезпечити швидке і легке встановлення електрошлакового процесу і його стабільність за рахунок електропровідності. По-друге, фторид кальцію має достатньо низьку температуру плавлення (1418 ^{0}C) і відносно високу температуру кипіння (2500 ^{0}C).

Сировиною для отримання промислових шлаків ЕШП служить досить поширений в природі і достатньо добре вивчений мінерал – плавиковий шпат (флюорит), в якому вміст фтору складає 48,8%, а кальцію – 51,2%. Структура фториду кальцію в такому мінералі щільна кубічна центрована (Ca^{2+}), всі порожнечі тетраедрів якої зайняті іонами F^-. Він має досконалу спайність по октаедру, володіє значною крихкістю. Щільність і поверхневе натягнення CaF_2 при температурі плавлення, відповідно рівне 2,549 кг/м^3 і 0,29 Н/м.

На території країн колишнього СРСР [9] зосереджено близько 40% світових запасів флюориту (плавикового шпату). Проте, флюоритові руди переважно бідні і вимагають складного процесу збагачення. Родовища, в основному, розташовані в Середній Азії і в Забайкаллі. На території України відоме лише одне плавиково-шпатне родовище – Покровсько-Киреївське (Західний Донбас), що має промислове значення. Найбільш відомими родовищами є: у Забайкаллі – Калангуйське, Абагайтійське, Солонечне, Усуглінське, Ярославське, Харанхойське; у Середній Азії – Сонячне, Таськайнар Південний, Ташкентське, Кандарійське, руди яких характеризуються складом, приведеним в таблиці 1.1.

З даних таблиці 1.1 видно, що практично всі перераховані родовища мають відносно низький вміст фтористого кальцію (23–46%) і підвищений

вміст кремнезему (15–45%), сірки (0,16–3,5%), оксидів фосфору (0,1–0,46%). Відносний низький вміст сірки і оксидів фосфору (0,16–0,35% і 0,1–0,12% відповідно) мають руди Солонечного і Усуглінського родовища, які в даний час не експлуатуються.

Для отримання флюоритових концентратів різні сорти руд піддаються складному процесу збагачення – флотації. Останнім часом на Україну флюоритовий концентрат також поступає з Таїланду, Кореї та ін. країн далекого зарубіжжя (таблиця 1.2).

Аналізуючи хімічний склад руд і концентратів (таблиця 1.1 і 1.2) видно, що в результаті збагачення – флотації вміст кремнезему знижується до 2,0–2,3%, а концентрація таких шкідливих домішок як сірка і оксиди фосфору (у перерахунку на фосфор) практично залишається на одному рівні. Останнє істотно утрудняє отримання високоякісних шлаків ЕШП за вмістом вказаних домішок.

Таблиця 1.2 – Хімічний склад концентратів

Назва концентрату	Хімічний вміст компонентів, %				
	SiO_2	CaF_2	S	P	CaO
Ярославський концентрат	2,2	92,0	0,04	0,035	1,3
Ташкенський концентрат	1,3	95,3	0,31	0,067	0,8
Хоронхойський концентрат	2,3	93,6	0,04	0,097	0,9
Таїландський концентрат	1,1	98,0	0,03	0,185	0,4
Корейський концентрат	1,9	93,5	1,25	0,040	0,7

Покрово-Киреївське плавиково-шпатне родовище практично не

Таблиця 1.1 – Хімічний склад плавиково-шпатових (флюоритових) руд

Місце знаходження плавиково-шпатових руд	Середній хімічний вміст компонентів, %									
	CaF_2	SiO_2	$CaCO_3$	Al_2O_3	S	P_2O_5	TiO_2	MnO	MgO	Ін.
Забайкалля:										
Калангуйське	49,8	45,5	0,6	-	3,5	-	-	-	-	0,6
Абагайтійське	64,3	25,5	2,8	6,6	0,4	0,4	-	-	-	-
Солонечне	45,9	42,5	0,68	2,64	0,35	0,1	0,16	0,17	1,23	6,27
Усуглінське	57,0	33,0	0,93	-	0,16	0,12	-	-	-	8,79
Харанхойське	43,4	25,6	0,88	-	0,17	0,45	-	-	-	29,5
Ярославське	40,2	-	12,5	-	-	-	-	-	-	47,3
Середня Азія:										
Сонячне	51,0	15,32	2,1	25,84	-	0,046	0,016	0,02	0,25	5,408
Таськайнар Південний	41,74	50,64	2,2	1,19	0,22	0,18	0,03	0,01	0,05	3,74
Кандарінське	23,5	52,5	4,0	-	1,2	0,22	-	-	-	18,58
Ташкенське	56,1	31,3	2,1	1,2	0,51	0,33	-	-	-	8,46

використовується, хоча запаси його, а також фізико-хімічні особливості руд, що залягають, представляють значний інтерес для металургії і, зокрема, для виплавки шлаків ЕШП.

Встановлено, що плавиково-шпатовий (флюоритовий) концентрат марки ФФ-95, в основному використовуваного для виплавки шлаків. При цьому показано, що найбільш низький за собівартістю концентрат буде Покрово-Киреївського родовища. Тому використання таких концентратів при виплавці шлаків ЕШП дозволило б значно понизити собівартість останніх.

По мінерально-геохімічних особливостях в цьому родовищі розрізняють карбонатно-флюоритові і полевошпатово-карбонатно-флюоритові руди. Запаси і хімічний склад руд Покровсько-Киреївського родовища приведені в таблиці 1.3.

З даних таблиці 1.3 видно, що плавиково-шпатова руда цього родовища, в порівнянні з іншими родовищами, містить найбільшу кількість фтористого кальцію (до 82 %). Слід звернути увагу на низький вміст шкідливих домішок в таких рудах. Так, вміст кремнезему в багатих рудах до горизонту -100 не перевищує 2,4%, що задовольняє по цьому компоненту вимогам найбільш широко поширеного шлаку типу АНФ-6. Концентрація ж сірки і фосфору в такій руді знаходиться на одному рівні і помітно нижче за концентрати флотацій Корейського, Таїланду або Ташкентського родовищ. У зв'язку з цим багаті руди Покровсько-Киреївського родовища можуть бути використані для виплавки практично всіх марок шлаків ЕШП без попереднього збагачення.

Враховуючи високу якість руд і територіальну близькість родовища до основного виробництва шлаків ЕШП на Україні – ПАТ “Дніпроспецсталь”, а також ПАТ “Нікопольський завод феросплавів”, введення плавиково-шпатової копальні Покрово-Киреївського родовища має важливе значення для спецелектрометалургії.

В даний час флюоритовий концентрат на територію України поступає, в основному, з Ярославського, Ташкентського і Харанхойського родовищ. Найбільш низькі концентрації сірки (0,03–0,04%) і фосфору мають концентрати

Ярославського родовища. Проте вони характеризуються підвищеним вмістом кремнезему (близько 2,2 %) і не можуть бути використані для виробництва низькокремнеземистих шлаків ЕШП. Флюоритові концентрати Ташкентського родовища мають декілька нижче вміст кремнезему (1,3 %), проте, концентрація сірки і фосфору в них в середньому досягає 0,3 і 0,07 % відповідно, що значно вище, ніж у концентратів Ярославського родовища. Концентрати Харанхойського родовища характеризуються підвищеним вмістом сірки, фосфору і кремнезему.

Таблиця 1.3 – Експлуатаційні запаси і хімічний склад плавиково-шпатових руд Покрово-Киреївського родовища

Фракція	Тип плавиково-шпатової руди	Експлуатаційні запаси руд, тис. т	CaF_2, %	CaF_2, тис. т	Хімічний вміст домішок, %			
					$CaCO_3$	SiO_2	S	P_2O_5
-50	Вивітрена	205,99	82,2	169,4	1,53	3,25	0,03	0,046
	Багата	372,38	78,3	291,6	7,79	2,4	0,1	0,05
	Рядова	477,12	49,1	233,9	21,54	8,9	0,14	0,057
	Всього	1055,49	65,5	695,1	-	-	-	-
-100	Багата	225,06	76,2	171,5	7,79	2,4	0,1	0,05
	Рядова	619,17	49,7	307,5	21,54	8,9	0,14	0,057
	Всього	844,23	56,7	478,9	-	-	-	-
Всього		1899,72	62,0	1174				

Крім того, слід зазначити, що якість концентратів, що поставляються, за вмістом фосфору за останні роки значно погіршало. Це веде до збільшення концентрації фосфору в електроплавлених шлаках ЕШП і істотно утрудняє їх виробництво [8].

1.2.2 Характеристика та властивості матеріалів, що використовуються при виплавці шлаків

Шлаки ЕШП окрім фтористого кальцію містить 20–60% оксидної складової у вигляді кремнезему, оксидів кальцію, алюмінію та магнію.

Основними складовими шихти для отримання заданих концентрацій вказаних компонентів служать кварцові піски, вапно, глинозем і каустичний магнезит.

Кварцові піски застосовують в основному при отриманні висококремнеземних шлаків (типу АНФ-29, АНФ-28, АНФ-25, АНФ-32). В основному використовують кварцові піски Авдієвського і Орехівського родовищ, що мають наступний хімічний склад: 97,5 % SiO_2, 0,2 % Fe_2O_3, 1,5 % Al_2O_3, 0,5 % CaO, 0,3 % S, 0,007 % P. Головна вимога до пісків – це високий вміст SiO_2 (вище 96%) і низька концентрація Fe_2O_3 (до 0,5 %) [8].

Каустичний магнезит використовують для ряду марок шлаків (типу АНФ-25; АНФ-29; АНФ-32). Головна вимога до каустичного магнезиту – високий вміст MgO (75–87%) при низькому вмісті CaO (1,84–4,5 %) і SiO_2 (1,8–4,0 %) [9].

Вапно металургійне використовується для виплавки шлаків АНФ-25, АНФ-28, АНФ-29, АНФ-32 і повинна містити не менше 87 % CaO і не більше 0,01 % фосфору.

Глинозем використовується при виплавці практично всіх шлаків ЕШП. Вживаний в даний час глинозем проводиться, в основному, з імпортних бокситів. Загальний вміст Al_2O_3 в глиноземі складає 98%, а P_2O_5 – не більше 0,002%. Всі марки глинозему повністю задовольняють за хімічним складом вимогам виробництва шлаків ЕШП.

Зважаючи на застосування глинозему для отримання алюмінієвих сплавів, потреба в яких збільшується з кожним роком, питання глиноземистого сировини в наший країні в даний час є вельми актуальним. Крім того, висока вартість глинозему обумовлює і високу собівартість шлаків. Викладене

свідчить про необхідність дослідження менш дефіцитних і недорогих алюмінійвмісних матеріалів для виробництва шлаків ЕШП [10].

Алюміній первинний використовується в якості відновника для рафінування флюоритових розплавів з метою зниження в них концентрації оксидів заліза, кремнезему та ін. [11].

1.3 Металургійні флюси

1.3.1 Номенклатура марок флюсів

Шлакові системи є сольовими, оксидними або оксидно-сольовими розплавами, і ефективність процесів буде визначатися числом і співвідношенням компонентів флюсу, варіюючи які можна змінювати: температуру плавлення, електричну провідність, в'язкість, поверхневий натяг та інші властивості. Вимога гомогенності шлакової ванни при робочих температурах процесів робить необхідним використання флюсу, а з температурою плавлення нижче температури ліквідусу металу або сплаву. Найнижчу температуру плавлення мають сольові флюси, найвищу – оксидні. Температура плавлення деяких компонентів флюсів наведена нижче (°С): CaF_2 - 1400; CaCI – 772; AI_2O_3 – 2050; MgO – 2800; TiO_2 –1870; NaF – 992; ZrO_2 – 2700; - V_2O_5 – 68 , –1610, MnO1842; KCI – 770; LiF_2 – 869. Щільність рідкого шлаку також є його визначальною властивістю. Найменшу щільність мають сольові флюси.

Стійкість електрошлакового процесу хоч і зростає з підвищенням електричної провідності шлакових розплавів, але водночас вимагає введення значної електричної потужності виділення необхідної кількості тепла в шлаковій ванні. Таким чином, для електрошлакового переплаву сталей найбільш прийнятними є флюси на основі фторвмісних сполук (CaF_2) з введенням в них AI2O3, CaO і MgO, що забезпечує при ЕШП необхідну продуктивність та отримання високоякісного литого електрошлакового металу.

Зовнішній вигляд зварювального флюсу приведено на рис. 1.2.



Рисунок 1.2 – Зварювальний флюс

На рис. 1.3 – 1.5 приведено номенклатуру марок флюсів

1.3.2 Загальні технологічні особливості отримання електроплавлених флюсів і шлаків ЕШП

В електросталеплавильних цехах з установками ЕШП для отримання рідких шлаків (флюсів), під якими здійснюють переплав, часто використовують флюсоплавильні печі. Плавлення флюсів є простою технологічною операцією, і його доцільно проводити на нескладних спеціалізованих установках, звільняючи основні плавильні агрегати для їх раціональнішого застосування. Тип флюсоплавильно печі (таблиця 1.4) вибирають, виходячи з маси злитків, що наплавляються на установках ЕШП. Так, піч У-560 застосовують для обслуговування установок ЕШП, розрахованих на отримання злитків масою до 5 т, а печі У-360м і ОКБ-1449 придатні для обслуговування установок, призначених для виплавки злитків масою до 15–20 т.

Марганцево-силікатний	Марганцево-силікатний	Марганцево-силікатний	Кальцієво-силікатний	Кальцієво-силікатний
АН-348-А	АН-348-АМ	АН-348-АПМ	АН-47	АН-47Д
ДСТУ EN ISO 14174-S F MS 1 AC H10	ДСТУ EN ISO 14174-S F MS 1 AC H10	ДСТУ EN ISO 14174-S F MS 1 AC H10	ДСТУ EN ISO 14174-S F CS 1 AC H10	ДСТУ EN ISO 14174-S F CS 1 AC H10
ДСТУ EN ISO 14174-S F MS 1	ДСТУ EN ISO 14174-S F MS 1	ДСТУ EN ISO 14174-S F MS 1	ДСТУ EN ISO 14174-S F CS 1	ДСТУ EN ISO 14174-S F CS 1
ТУ У 20.5-00293255-006:2020	ТУ У 20.5-00293255-006:2020	ТУ У 20.5-00293255-006:2020	ТУ У 20.5-00293255-006:2020	ТУ У 20.5-00293255-006:2020
ГОСТ 9087-81; ТУ У 20.5-00293255-006:2020, ГОСТ Р 52222-2004	ГОСТ 9087-81; ТУ У 20.5-00293255-006:2020, ГОСТ Р 52222-2004	ТУ У 20.5-00293255-006:2020, ГОСТ Р 52222-2004	ГОСТ 9087-81; ТУ У 20.5-00293255-006:2020, ГОСТ Р 52222-2004	ТУ У 20.5-00293255-006:2020, ГОСТ Р 52222-2004

Рисунок 1.3 – Флюси типу АН-348 та АН-47

Кальцієво-силікатний	Марганцево-силікатний	Марганцево-силікатний	Марганцево-силікатний	Марганцево-силікатний
АН-47ДП	ОСЦ-45	ОСЦ-45М	АНЦ-1А	АН-60
ДСТУ EN ISO 14174-S F CS 1 AC H10	ДСТУ EN ISO 14174-S F MS 1 AC H10	ДСТУ EN ISO 14174-S F MS 1 AC H10	ДСТУ EN ISO 14174-S F MS 1 AC H10	ДСТУ EN ISO 14174-S F MS 1 AC H10
ДСТУ EN ISO 14174-S F CS 1	ДСТУ EN ISO 14174-S F MS 1	ДСТУ EN ISO 14174-S F MS 1	ДСТУ EN ISO 14174-S F MS 1	ДСТУ EN ISO 14174-S F MS 1
ТУ У 20.5-00293255-006:2020	ТУ У 20.5-00293255-006:2020	ТУ У 20.5-00293255-006:2020	ТУ У 20.5-00293255-006:2020	ТУ У 20.5-00293255-006:2020
ТУ У 20.5-00293255-006:2020, ГОСТ Р 52222-2004	ГОСТ 9087-81; ТУ У 20.5-00293255-006:2020, ГОСТ Р 52222-2004	ГОСТ 9087-81; ТУ У 20.5-00293255-006:2020, ГОСТ Р 52222-2004	ТУ У 20.5-00293255-006:2020, ГОСТ Р 52222-2004	ГОСТ 9087-81; ТУ У 20.5-00293255-006:2020, ГОСТ Р 52222-2004

Рисунок 1.4 – Флюси типи ОСЦ-45, АНЦ-1 та АН-60

Марганцево-силікатний	Алюмінатно-основний	Алюмінатно-основний	Алюмінатно-основний	Алюмінатно-рутиловий
АН-60М	АН-20С	АН-26С	АН-26П	АН-67
ДСТУ EN ISO 14174-S F MS 1 AC H10	ДСТУ EN ISO 14174-S F AB 2 DC H10	ДСТУ EN ISO 14174-S F AB 2 AC H5	ДСТУ EN ISO 14174-S F AB 2 AC H5	ДСТУ EN ISO 14174-S F AR 1 AC H5
ДСТУ EN ISO 14174-S F MS 1	ДСТУ EN ISO 14174-S F AB 2	ДСТУ EN ISO 14174-S F AB 2	ДСТУ EN ISO 14174-S F AB 2	ДСТУ EN ISO 14174-S F AR 1
ТУ У 20.5-00293255-006:2020	ТУ У 20.5-00293255-006:2020	ТУ У 20.5-00293255-006:2020	ТУ У 20.5-00293255-006:2020	ТУ У 20.5-00293255-006:2020
ТУ У 20.5-00293255-006:2020, ГОСТ Р 52222-2004	ГОСТ 9087-81	ГОСТ 9087-81	ГОСТ 9087-81	ТУ У 20.5-00293255-006:2020

Рисунок 1.5 – Флюси типи АН-20, АН-26 та АН-67

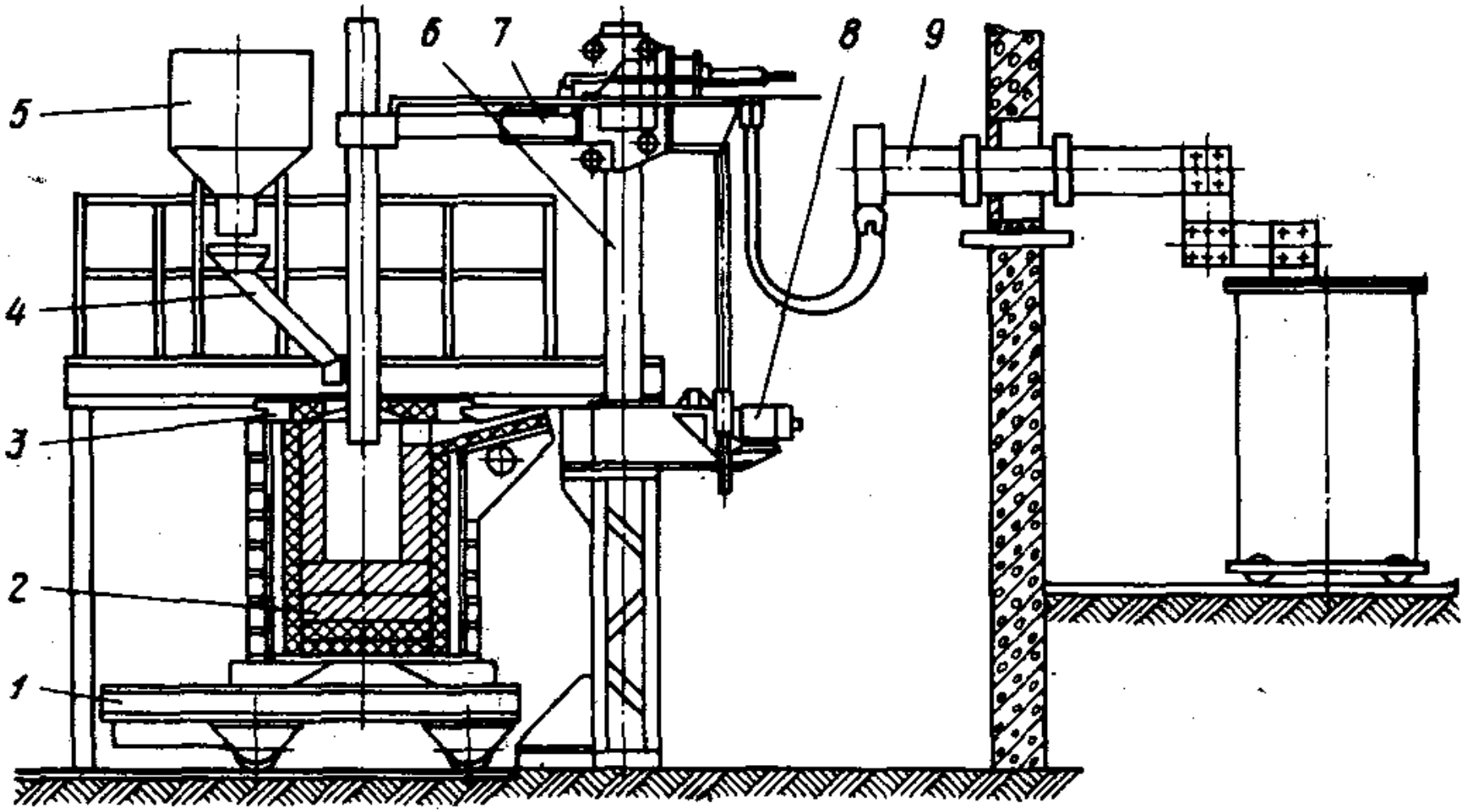
Не дивлячись на ряд конструктивних особливостей, пристрій флюсоплавильних печей в основному однаковий. Основні вузли печей наступні: колона, електродотримач, каретка електродотримача, тигель-ківш, піддон, візок, електричне устаткування (рис. 1.6).

У якості колони зазвичай використовують циліндрову трубу, на якій закріплюють рейки трапецеїдального перетину – направляючі каретки електродотримача. Переміщення каретки здійснюється електромеханічним приводом із зубчатою рейкою. Кріплення електроду в електродотримачі проводиться за допомогою пружинно-пневматичного або вантажного пристрою.

Таблиця 1.4 – Технічні параметри флюсоплавильних печей

Технічні параметри печей	Тип печі		
	У-560	У-360м	ОКБ-1449
Маса флюсу, що розплавляється, кг	20	200–1000	до 1000
Максимальний струм, кА	8	15	8,5
Робоча напруга, В	47–70	42–94	50–125
Число електродів	1	1	2
Розміри електродів, мм:			
довжина	2000	3000	2500
діаметр	150–200	250–350	225
Розміри печі, мм:			
довжина	3425	3700	4400
ширина	1300	3200	4000
висота	3810	7280	5200
Витрата води, $м^3$/год.	15	30	5
Маса печі, кг	4820	13458	15000

Флюс отримують в не охолоджуваних тигель-ковшах, футерованих



1 – візок; 2 – тигель-ківш; 3 – кришка; 4 – система завантаження флюсу; 5 – бункер; 6 – колона; 7 – електродотримач; 8 – привід електродотримача; 9 – струмопідвід

Рисунок 1.6 – Схема флюсоплавільної печі

вуглецевими матеріалами. Тигель-ківш використовують також для транспортування розплаву флюсів і заливки його в кристалізатори установок ЕШП. Тигель-ківш складається з трьох основних елементів: графітового тигля, сталевого корпусу і підвіски для транспортування ковша. Тиглі відносно невеликої ємкості (до 200–350 кг) виготовляють монолітними, крупні тиглі футерують блоками різної форми і розмірів. Невеликі (ємкістю до 50 кг) тигель-ковші забезпечені ручним приводом нахилу для зливу розплаву в кристалізатор, крупніші тигель-ковші нахиляють за допомогою електромеханічного приводу, а для нахилу тигель-ковшів великої ємкості застосовують спеціальні пристрої – кантують.

Тигель-ковші встановлюють на мідний водоохолоджуваний піддон, закріплений на саморушному візку, який переміщається перпендикулярно фронту печей. Піддон електрично ізольований від візка. Підведення струму від трансформатора до електродотримача і піддону здійснюють шинами і водоохолоджуваними кабелями. На електродотримаче підведення струму від кріпильної призми до головки здійснюють водоохолоджуваними трубошинами.

На флюсоплавильних печах застосовують один або два графітові електроди, що не витрачаються, що включаються в ланцюг послідовно з тигель-ківшом і піддоном. Два електроди, що не витрачаються, застосовано на печі типу ОКБ-1449. Це дещо ускладнило конструкцію печі, але послідовне (біфілярне) включення двох електродів дозволило розташувати практично по всій довжині короткої мережі провідники з протилежним напрямом струму на близькій один від одного відстані, зменшити втрати енергії на електромагнітні поля і помітно понизити питому витрату електроенергії на розплавлення флюсу. Роль струмопідводячої контактної поверхні тигель-ковшів виконує виступаюча із сталевого корпусу донна частина тигля, яка стосується піддону. Для більшої надійності контакту з піддоном днища тигель-ковшів великою ємкістю забезпечують мідними вставками.

Розплавлення флюсу здійснюють в наступній послідовності. Цеховим краном тигель-ківш ставлять на заздалегідь висунутий з-під печі візок з

піддоном. Потім візок повертають в робоче положення, в тигель опускають електрод до торкання з дном тигля. У тигель засипають невелику порцію флюсу і включають електричний струм. Розплавлення перших порцій флюсу відбувається в дуговому режимі, а після появи рідкого шлаку і замикання ним електричному ланцюгу між тиглем і електродом процес переходить в електрошлаковий режим. У міру оплавлення твердого флюсу в тигель засинають нові порції. Контроль за процесом проводять візуально, управляють електричним режимом уручну.

Після розплавлення необхідної кількості флюсу і перегріву розплаву до необхідної температури електричний струм вимикають, піднімають електрод і візок з тигель-ковшом викочують з-під печі для захоплення тигель-ковша краном і транспортування його до установок ЕШП.

1.4 Екзотермічний флюс: структура та вплив на якість металу

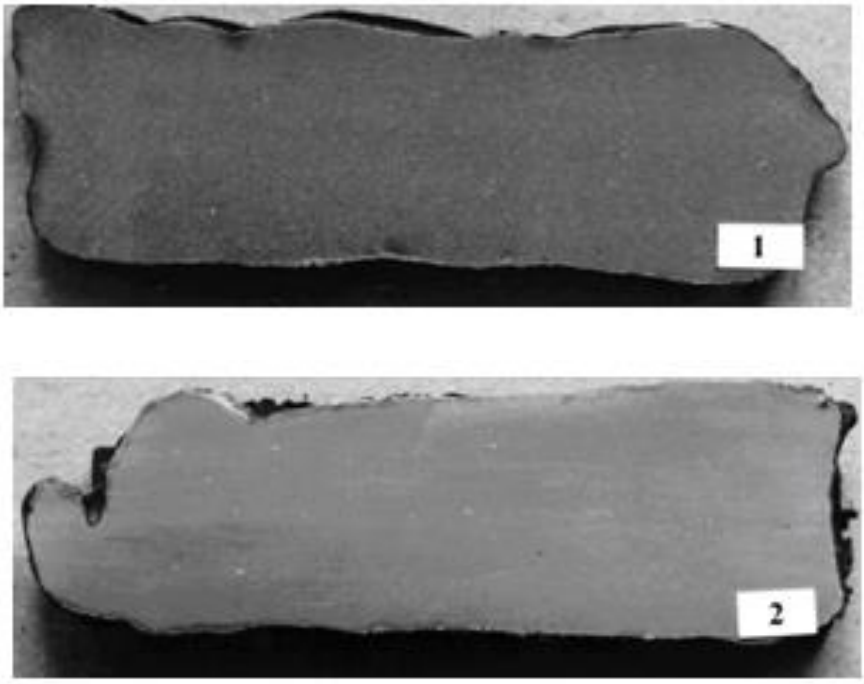
Відомо, що при твердому старті флюс, засипаний в кристалізатор, розплавляється електродом, що витрачається. Розплавлення флюсу і наведення шлакової ванни при цьому виконується різними способами: застосуванням електропровідного в твердому стані флюсу типу АН-25, використанням пресованих екзотермічних брикетів або флюсових сумішей, що самоплавляться. Витрата самоплавних флюсів зазвичай невеликий і не перевищує 2 % від маси робочого флюсу. Основна роль таких флюсів полягає у забезпеченні початку розплавлення флюсу шляхом швидкого переходу від дугового до бездугового процесу. При цьому на повне розплавлення флюсу витрачається значна кількість часу, у результаті знижується продуктивність печі. За кордоном для прискорення твердого старту використовується спосіб з використанням екзотермічної суміші, що містить плавиковий шпат, алюміній, мелену окалину та перхлорат амонію. Через відсутність у суміші легуючих елементів та невеликої кількості окалини (20–30 %) він не дозволяє суттєво знизити час на розплавлення всього флюсу та підвищити вихід придатного металу.

Електрошлакове лиття великих заготовок здійснюється на печах біфілярного або трифазного типу з використанням рідкого старту шляхом сифонної заливки розплавленого за межами печі шлаку в кишеню (при електрошлаковому зварюванні), в нижню частину кристалізатора (при електрошлаковому переплаві) або тигля (при електрошлаковому колін). Однак трудомісткість виплавки заготовки з урахуванням часу розплавлення флюсу у флюсоплавильних печах значно вища порівняно з твердим стартом і втрати металу донної частини злитка, що йде в обріз, становлять від 5 до 10% від загальної маси злитка. Недоліки вищезазначених способів наведення шлакової ванни необхідного обсягу можуть бути усунуті розробленими способами електрошлакового зварювання та електрошлакового переплаву.

При плавленні екзотермічного флюсу відбувається відновлення заліза (до 70 % від маси окалини), що осідає на затравку і утворює донну частину зливка. При цьому усувається витрата електродного металу, що переплавляється, на утворення цієї частини зливка. При введенні до складу екзотермічного флюсу легуючих елементів у вигляді феросплавів чи порошків відбувається легування відновленого заліза. Для повного розплавлення введених до складу флюсу легуючих елементів необхідно витратити відповідну кількість тепла. Таким додатковим джерелом тепла є теплота, що виділяється при взаємодії переважно оксидів заліза з алюмінієм.

Проведеними дослідженнями встановлено, що при зміні вмісту в покритті електродів екзотермічної суміші, що складається з окалини та алюмінієвого порошку, від 35 до 64 % приріст температури становив 1280 °С і є достатнім для розплавлення феросплавів. З метою визначення впливу гранулометричного складу феросплавів на їх розчинність у відновлюваному металі з окалини та на фізико-хімічні властивості електрошлакового металу вироблялося дроблення FeMn, FeSi, FeCr, FeV, FeMo та просівши їх через відповідні сита. Експериментальні плавки виконувались із застосуванням феросплавів із розміром частинок: 0,10–0,16; 1,6–2,5 та 4,0-6,0 мм. Як компонент екзотермічної суміші використовувалася окалина, що є відходом

ковальсько-пресового виробництва з розміром частинок 0,10–2,5 мм. Розплавлення екзотермічного флюсу проводилося в мідному водоохолоджуваному кристалізаторі діаметром 170/160 мм невитратним електродом на твердому старті (застосування електрода, що витрачається, недоцільно через важко враховується його впливу на відновлений метал при їх перемішуванні). Кількість екзотермічного флюсу (12 кг) та флюсу АНФ-6 (4 кг) забезпечувало отримання злитків діаметром 160 мм та висотою 50–60 мм (рис. 1.7). Наведена на рис. 1.7 макроструктура досліджених злитків показує, що отриманий метал є щільним, однорідним і характеризується відсутністю в ньому пір, флокінів або інших дефектів.



1 – 0,10–0,15 мм ; 2 – 4,0 –6,0 мм

Рисунок 1.7 – Макроструктура поздовжніх темплетів із злитків, виплавлених невитратним електродом із застосуванням феросплавів різного гранулометричного складу: розмір часток

Наведені на рис. 1.8 сірчані відбитки отриманих злитків, а також дані хімічного аналізу показують, що вміст сірки в них незначно при використанні електрода, що не витрачається. Зміна хімічного складу шлаку за рахунок

збільшення вмісту в ньому оксиду алюмінію не знижує здатність десульфуючої фторидних флюсів. Основним постачальником сірки в електрошлаковий метал є електрод, що витрачається.

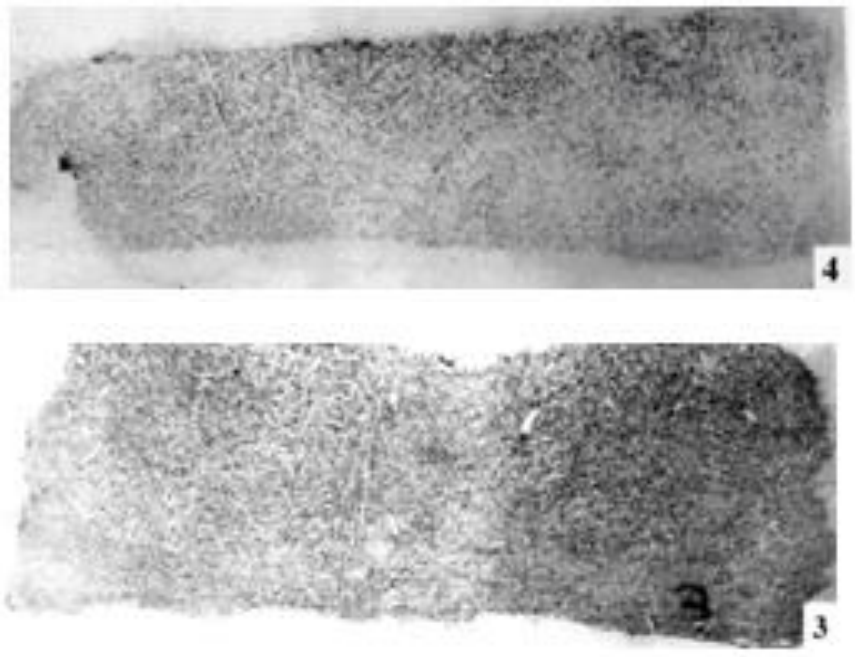


Рисунок 1.8 – Сірчані відбитки поздовжніх темплетів зі злитків, виплавлених із застосуванням феросплавів з розміром частинок 4–6 мм невитратним (4) і електродом, що витрачається (3)

Таким чином, ефективним способом підвищення продуктивності електрошлакових процесів є використання екзотермічної суміші або екзотермічного флюсу (окалини, феросплавів та алюмінієвого порошку в кількостях достатніх для перебігу екзотермічних реакцій). Як компонент екзотермічного флюсу доцільно використання окалини, яка є відходом прокатного або ковальсько-пресового виробництва з розміром частинок 0,1–2,5 мм та легуючих елементів – 0,1–6,0 мм. Наявність електропровідного шару екзотермічного флюсу дозволяє вести електрошлаковий процес за біфілярною або трифазною схемою з використанням твердого старту. Застосування екзотермічного легованого флюсу не надає негативного впливу на якість металу і дозволяє використовувати флюсоплавильні печі, що вивільняються,

під електрошлакові процеси виготовлення великогабаритних деталей відповідального призначення [12–23].

1.5 Висновки

1. Проаналізовано основні технологічні особливості процесу електрошлакового переплаву та сьогоденний стан сировинної бази для виплавки електроплавлених флюсів в умовах металургійних підприємств України.

2. Проведено аналіз родовищ плавиковошпатових руд. Показано можливості застосування для виробництва практично всіх марок шлаків ЕШП плавиковошпатових руд Покрово-Киреївського родовища (Україна).

2 ВИБІР МАТЕРІАЛУ ТА ОБҐРУНТУВАННЯ МЕТОДИКИ ДОСЛІДЖЕННЯ

2.1 Дослідження технології окомкування флюоритового концентрату

Дослідження технології окомкування флюоритового концентрату проводили на окомковаче діаметром 1000 мм з кутом нахилу тарілі, що змінюється, в межах 30–550 і швидкістю її обертання 14–40 об/хв., при цьому вивчали вплив вміст вологи в шихті на гранулометричний склад окатышей і їх міцність.

Концентрат, що подається в окомковач, містив 4–6 % вологи. Для поліпшення умов того, що грудкує, частина вологи у вигляді розчину, що пов'язує, різній концентрації подавали безпосередньо в окомковач.

З метою зміцнення окатишів досліджували вплив випалення на їх міцність. Процес випалення розділили на три основні зони: сушка – до 300 ^{0}С, підігрів – 650–900 ^{0}С і зміцнююче випалення – 950–1100 ^{0}С з наступними параметрами:

– швидкість нагріву 72–73 град./хв.;

– час випалення 15 хв.;

– швидкість охолоджування 72–80 град/хв.

2.2 Дослідження технології дефосфорації шлаків ЕШП

Дослідження технології дефосфорації шлаків ЕШП плавки проводилися на промислових флюсоплавильних печах ПАТ “Нікопольський завод феросплавів” за технологією, що діяла на той момент. Оскільки футеровку флюсоплавильних електропечей виконують з вуглецевих матеріалів, при складанні балансу враховували не тільки витрату шихтових матеріалів, але і електродної маси вугільних блоків.

Дослідження по виплавці і рафінуванню шлаків АНФ-1 та АНФ-6

алюмінієм проводили в печі Таммана (рис. 2.1, таблиця 2.1), обладнаній графітовим нагрівачем, в графітовому тиглі.



Рисунок 2.1 – Лабораторна піч Таммана

Таблиця 2.1 – Технічна характеристика печі Таммана

№ п/п	Характеристика	Значення
1	Максимальна робоча температура, ^{0}C	2000
2	Масса матеріалів, що досліджуються, г	до 400
3	Можливість продування інертними газами	да

Виплавку шлаків типу АНФ-1 і АНФ-6 проводили в графітовому тиглі за наступними режимами:

1 – алюмінієвий порошок змішували з навішуванням концентрату і завантажували в піч;

2 – навішування алюмінієвого порошку вводили відразу після розплавлення навішування флюоритового концентрату.

Виплавка шлаку АНФ-6 відрізнялася від виплавки шлаку АНФ-1 тим, що після рафінування флюоритового концентрату і 20-ти хвилинній витримці при температурі 1600 ^{0}С на розплав задавали навішування глинозему. Готовий шлак зливали в чавунну виливницю і відбирали проби з метою визначення змісту закису заліза і фосфору. У якості шихтових матеріалів використовували флюоритовий концентрат марки ФФ-92, з початковим вмістом фосфору 0,059% і технічний глинозем марки Г-00. Відновником служив гранульований первинний алюміній. Для утворення металевої фази в розплавленому шлаку і видалення відновленого фосфору у вигляді фосфідів заліза із зони реакції в шлак вводили подрібнену металеву стружку. Температуру розплаву вимірювали вольфрам-ренієвою термопарою ВР 5/20.

З метою перевірки можливості використання плавиковошпатних руд Покрово-Киреївського родовища в лабораторній флюсоплавильній печі, обладнаній графітовим тиглем, виплавляли шлак АНФ-6. Для виплавки вказаного шлаку використовували плавиковошпатову руду, відібрану на відмітці -50 і що має наступний хімічний склад, % по масі: 68,9 CaF_2; 2,4 SiO_2; 0,24 Al_2O_3; 2,25 CaO; 1,78 MgO; 1,5 FeO; 8,0 $CaCO_3$; 0,03 P; 14 н.п.п.

У якості решти компонентів шихти використовували матеріали, вживані в практиці для аналогічних шлаків. Виплавку шлаку АНФ-6 проводили як з використанням Ярославського флюоритового концентрату (базовий варіант), так і з використанням руд Покрово-Киреївського родовища (дослідний варіант).

Лабораторні дослідження впливу якості шлаку АНФ-6, отриманого з використанням плавиковошпатної руди Покрово-Киреївського родовища за розробленою технологією були виконані при переплавці сталі ШХ15 на установці А-550 в кристалізаторі – круг діаметром 150 мм. Всього виплавлено 5 злитків на дослідному і 2 – на стандартному шлаку. Електричний режим плавок був наступним: напруга – 40 В, струм – 2,5 кА. Кількість шлаку 2,5 кг Якість металу досвідчених плавок оцінювали за станом поверхні злитків, макроструктурі, хімічному складу, забрудненості неметалічними включеннями і газами.

2.3 Висновки

1. Запропоновано виплавку шлаків типу АНФ-1 і АНФ-6 проводили в печі Таммана в графітовому тиглі за двома режимами: перший режим – алюмінієвий порошок змішували з навішуванням концентрату і завантажували в піч; другий режим – навішування алюмінієвого порошку вводили відразу після розплавлення навішування флюоритового концентрату.

2. Запропоновано виплавку шлаку типу АНФ-6 проводити як з використанням Ярославського флюоритового концентрату (базовий варіант), так і з використанням руд Покрово-Киреївського родовища (дослідний варіант).

3 ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ ФЛЮСУ ТИПУ АНФ-6 НА ЯКІСТЬ МЕТАЛЛУ ПРИ ЕЛЕКТРОШЛАКОВОМУ ПЕРЕПЛАВІ

3.1 Дослідження і розробка технології окомкування флюоритового концентрату

Для виплавки електроплавлених шлаків ЕШП використовують дорогий дрібнодисперсний флюоритовий концентрат, частка якого в шихті (залежно від марки шлаку) складає 40–100%. Це в основному і визначає високу собівартість шлаків. При цьому коефіцієнт втрат флюоритового концентрату може коливатися від 1,2 до 2,0, що значно знижує техніко-економічні показники процесу і приводить до значного забруднення навколишнього середовища.

У зв'язку з цим існує необхідність в розробці технології окускування флюоритового концентрату перед плавкою.

У світовій і вітчизняній практиці відомі методи окускования дрібнодисперсного флюоритового концентрат. Проте використовують методи, завдяки яким вноситься додатково шкідливі домішки, особливо оксиди кремнію і лужних металів, тому ці методи не отримали широкого застосування. Тому в справжній роботі у якості пов’язучої речовини був вибраний матеріал органічного походження, що не містить, в першу чергу, двооксиду кремнію, що є вельми істотним при подальшому використанні флюориту для виплавки низькокремниземистих шлаків ЕШП.

При проведенні досліджень використовували флюоритовий концентрат Ярославського родовища марки (91,5 % CaF_2; 2,2 % SiO_2; 0,05 % S; 0,038 % P; 0,55 % C), фракційний склад якого був наступний:

Клас, мм	%
+0,160	1
0,160–0,080	24
0,080–0,064	55
-0,064	20

Дослідженнями технології окомкування флюоритового концентрату встановлено, що при вологості окатишів 10–12 % і витраті речовини, що пов'язує, 0,19 % від ваги сухого концентрату, утворюються окатиші діаметром 10–20 мм, а також залишається деяка кількість шихти, що не грудкує (рис. 3.1). При подальшому підвищенні вологості діаметр окатишів збільшується.

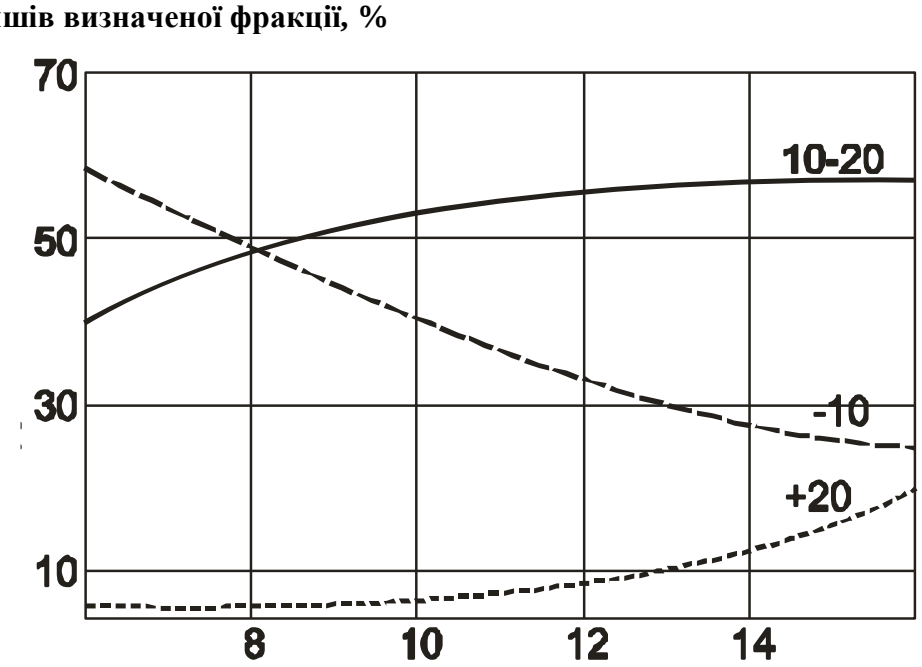


Рисунок 3.1 – Залежність гранулометричного складу окотишів від вмісту в них вологи (цифри у кривих – розмір окатишів, мм).

З метою зміцнення окатишів досліджували вплив випалення на їх міцність. Процес випалення розділили на три основні зони: сушка – до 300 ^{0}C, підігрів – 650–900 ^{0}C і зміцнююче випалення – 950–1100 ^{0}C з наступними параметрами. Встановлено, що високотемпературне випалення (900–1100 ^{0}C) збільшує міцність окатиші до 90–120 кг/окатиш (рис. 3.2). При витримці обпалених окатишів у водному середовищі протягом 30 діб, їх механічна міцність склала 50–70 кг/окатиш, що цілком задовольняє умовам їх відкритого транспортування.

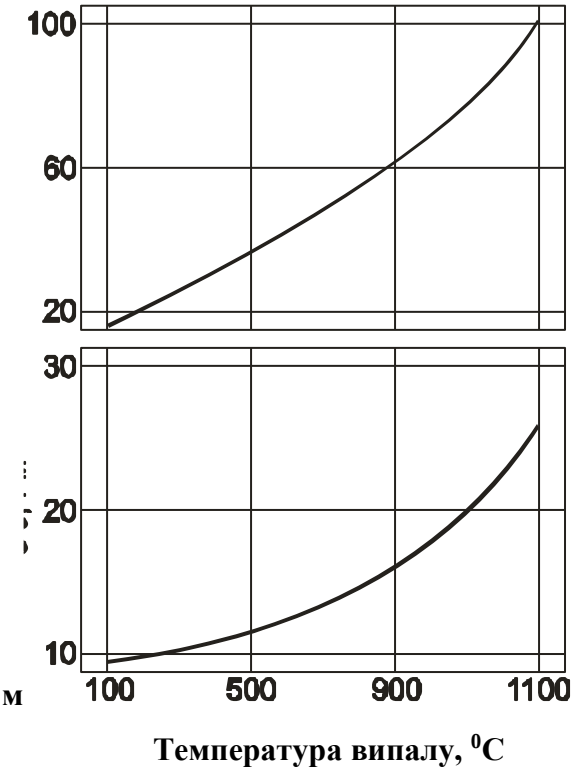


Рисунок 3.2 – Залежність міцності окатишів від температури випалення.

3.2 Дослідження і розробка технології дефосфорації шлаків ЕШП

3.2.1 Аналіз поведінки фосфору при виплавці фторидних шлаків

Як вже зазначалося, фосфор в шлаках є найбільш небажаною домішкою, оскільки він за певних умов в процесі ЕШП може переходити в наплавлений злиток. Безперервне підвищення фосфору у флюоритовому концентраті, як правило, утрудняє отримання необхідного вмісту фосфору в електроплавлених шлаках (не більше 0,02 %) ЕШП. У зв'язку з цим надавало великий практичний інтерес продовжити дослідження особливостей поведінки фосфору при виплавці фторидних шлаків.

Оскільки якнайповніші дані по поведінці фосфору в шлаках, що виплавляються, можуть бути отримані після проведення балансових плавок, на першому етапі дослідження вивчили матеріальний баланс фосфору на промислових плавках, які проводилися під час експлуатації флюсоплавильних

печей на ПАТ “Нікопольський завод феросплавів”. При цьому досліджувався шлак АНФ-6 як найбільш широкого поширений при електрошлаковому переплаві.

При цьому у дослідженнях була розглянута виплавка шлаку АНФ-6 за двома режимами:

– режим 1 – флюоритовий концентрат Ярославського родовища;

– режим 2 – флюоритовий концентрат Ташкентського родовища.

Статистична обробка даних контролю плавки показала, що вміст фосфору у флюоритових концентратах в межах 0,030…0,035% дозволяє отримувати шлаки АНФ-6 такими, що задовольняють за концентрацією фосфору вимоги технічних умов на постачання (не більше 0,02%).

Результати балансу фосфору при виплавці шлаку АНФ-6, складеного з урахуванням усереднених результатів хімічного аналізу шихтових матеріалів і продуктів плавки приведені в таблиці 3.1.

Аналіз результатів показує, що флюоритовий концентрат вносить від 91% (режим 1) до 94% (режим 2) загальної кількості фосфору. У шлак, що виплавляється, переходить близько 50% фосфору незалежно від його концентрації у флюоритовому концентраті. Значну величину має така стаття витрати, як відліт і незв’язкість, яка складає 22–23%. Отримані результати свідчать про необхідність глибшого вивчення особливостей поведінки фосфору у флюоритових розплавах, так і з'ясування можливості застосування ефективних методів їх дефосфорації.

Статистична обробка даних плавочного контролю показала, що вміст фосфору у флюоритових концентратах в межах 0,030–0,035% дозволяє

Таблиця 3.1 – Баланс фосфору на промислових плавках шлаку типу АНФ-6 за даними роботи цеху №9 ПАТ “Нікопольський завод феросплавів”

Варіант	Прихід					Витрата		
	матеріали	витрата матеріалів, кг/т	вміст фосфору, %	внесено фосфору в розплав		матеріали	розподіл фосфору, що вноситься	
				кг	%		кг	%
I	Ярославський флюоритовий концентрат	869	0,040	0,3476	91,26	Шлак	0,2000	52,53
	Глинозем	278	0,001	0,0029	0,33	Металева фаза	0,0971	25,47
	Зола вугільних блоків	5,0	0,230	0,0115	3,02			
	Зола електродної маси	10,8	0,190	0,0205	5,39	Відліт і нев’язкість	0,0838	22,00
	Всього	-	-	0,3809	100	Всього	0,3809	100
II	Ташкентський флюоритовий концентрат	846	0,063	0,5330	94,12	Шлак	0,2870	50,68
	Глинозем	295	0,001	0,0030	0,23	Металева фаза	0,1491	26,32
	Зола вугільних блоків	5,0	0,230	0,0115	2,03			
	Зола електродної маси	10,8	0,190	0,0205	3,62	Відліт і нев'язкість	0,1302	23,00
	Всього	-	-	0,5663	100	Всього	0,5663	100

отримувати шлаки АНФ-6 такими, що задовольняють по концентрації фосфору вимогам технічних умов на постачання (не більше 0,02%). Зменшення концентрації фосфору відбувається, очевидно, в результаті його відльоту в газову фазу, що вимагає подальших досліджень і переходу його в металеву фазу у вигляді фосфатів заліза, які утворилися в результаті відновлення вуглецем фосфору з P_2O_5 і заліза з FeO, а також розбавлення флюоритового розплаву за рахунок введення інших низькофосфористих шихтових матеріалів. Вміст фосфору у флюоритових концентратах більше 0,04%, що спостерігається в даний час, приводить до зростання останнього в електроплавлених шлаках ЕШП.

Аналіз виробництва шлаку АНФ-6 в подальший період показав, що за цей період 25 % від загальної кількості плавок мали підвищений вміст фосфору (від 0,022 до 0,04 %), що не задовольняє вимогам ТУ 14-1-1948-77 на фторидні шлаки ЕШП.

Таким чином, основна кількість фосфору при виплавці шлаку АНФ-6 вноситься флюоритовим концентратом. Це дозволяє вважати, що основними об'єктами дослідження при розробці технології дефосфорації шлаків ЕШП повинні бути фторидні і фторидно-оксидні розплави.

3.2.2 Термодинамічний аналіз відновлення фосфору алюмінієм фторидно -оксидних розплавах

У зв'язку із збільшенням останніми роками вмісту фосфору у флюоритовому концентраті (до 0,1 %), а відповідно і в електроплавлених шлаках, нами зроблена спроба шляхом термодинамічного аналізу і експериментально вивчити особливості відновлення фосфору алюмінієм у фторидно-оксидних розплавах системи CaF_2-Al_2O_3-CaO-P_2O_5 близьких за хімічним складом до найбільш поширених шлаків АНФ-1 та АНФ-6.

Рентгеноструктурним аналізом флюоритових концентратів Ярославського і Ташкентського родовищ встановлено, що фосфор знаходиться

у вигляді з'єднання $3CaO \cdot P_2O_5$.

У відновленні фосфору з $Ca_3(PO_4)_2$ вуглецем і газоподібними відновниками SiO_2 і Al_2O_3 не беруть участь в первинному процесі відновлення, а лише зв'язують окисел кальцію в алюмінати і силікати, тому реакцію відновлення фосфору алюмінієм у фторидно-оксидних розплавах можна записати:

$$3P_2O_5+10Al_2O_3=5Al_2O_3+6/P/_{Fe}, \quad (3.1)$$

для якої енергія Гіббса (ΔG) буде дорівнювати:

$$\Delta G_{1873}=-840,07+4,575Tlg \quad (3.2)$$

Оскільки експериментальних даних по активностям компонентів у фторидно-оксидних розплавах в літературі немає, їх визначили розрахунковим шляхом по методу запропонованому Н.М.Чуйко із співробітниками [9]. Активності Al_2O_3 і $P2O_5$ розрахували для 84 складів шлаків на основі фтористого кальцію, хімічний склад яких (оксидну складову) змінювали в наступних межах, % за масою: 0,09–0,37 P_2O_5; 1,0–30,0 Al_2O_3 ; 3–8 CaO .При цьому для визначення активності Al_2O_3 і P_2O_5 враховували середній вміст кремнезему (2,0 %) і закису заліза (0,3 %), характерних для промислових шлаків типу АНФ-1 і АНФ-6.

Активність алюмінію прийняли рівній одиниці. Для видалення відновленого фосфору із зони реакції припускали вводити в розплав, , металеву фазу у вигляді залізної стружки. Тоді активність фосфору, розчиненого в залозі, можна визначити розрахунковим шляхом.

Результати розрахунків показали, що при 1600 ^{0}C термодинамічна вірогідність протікання реакції (3.1) в розплавах різного хімічного складу системи CaF_2-Al_2O_3-CaO-P_2O_5 визначається вмістом п’ятиокису фосфору і оксидом алюмінію. При цьому зміни концентрації окислу кальцію, в межах, характерних для промислових шлаків АНФ-1 і АНФ-6 (3–8%), практично не

робить впливу на зміни енергії Гіббса. Останнє свідчить про те, що окисел кальцію у вказаних межах, мабуть, не робить істотного впливу на активність п'ятиокису фосфору в системі $MnO-SiO_2-CaO-P_2O_5$.

Підвищення концентрації оксиду алюмінію з 1,0 до 30,0 % у фторидноокисидних розплавах безперервно збільшує ΔG_T реакції в середньому на 285 кДж/моль (рис. 3.3).

Як і слід було чекати, збільшення вмісту п'ятиокису фосфору у фторидно-оксидних розплавах від 0,09 до 0,37% знижує енергію Гіббса з 5231 кДж//моль до 5298 кДж//моль.

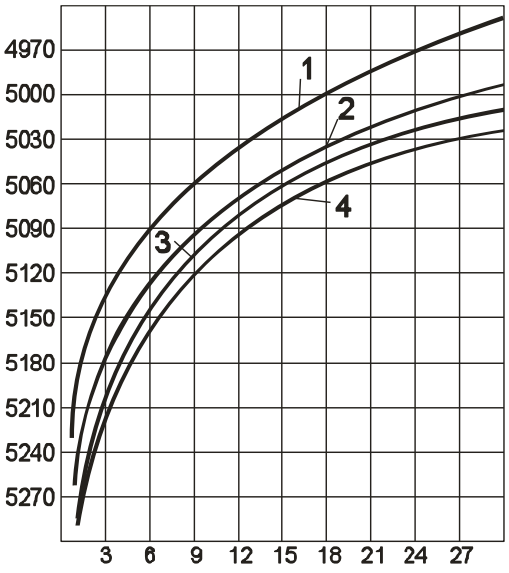
Приведені результати свідчать про те, що повнішого відновлення фосфору алюмінієм слід чекати у фторидно-оксидних розплавах, що містять мінімальні концентрації оксиду алюмінію. Вивчення зміни енергії Гіббса реакції відновлення фосфору алюмінієм від температури для конкретних шлаків, в яких п'ятиокись фосфору змінювалася від 0,09 до 0,37 % показало (рис. 2.4), що із збільшенням ΔG_T температури реакції (3.1) збільшується.

3.2.3 Експериментальні дослідження процесу дефосфорації шлаків ЕШП

Для підтвердження отриманих розрахункових даних провели дослідження по виплавці і рафінуванню шлаків АНФ-1 і АНФ-6 алюмінієм в печі Таммана [23]. Оскільки величина енергії Гіббса реакції (3.1) з пониженням температури зменшується, пришли до висновку про можливість відновлення фосфору алюмінієм як в рідких шлаках, так і в процесі плавлення шихти.

Виплавку шлаків АНФ-1 і АНФ-6 проводили в графітовому тиглі за двома режимами: режим 1 – алюмінієвий порошок змішували з навішуванням концентрату і завантажували в піч; режим 2 – навішування алюмінієвого порошку вводили відразу після розплавлення навішування флюоритового концентрату.

$-G_{1873}$, кДж/моль



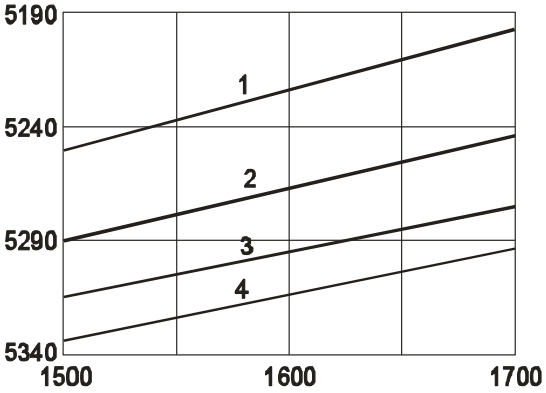
Al_2O_3, % (мас.)

1 – 4 – номер проби (концентраціям п’ятиокису фосфору змінювалася

1 проба – 0,09; 2 проба – 0,18; 3 проба – 0,28; 4 проба – 0,37)

Рисунок 3.3 – Залежність зміни енергії Гіббса реакції (3.1) від вмісту оксиду алюмінію в розплавах системи CaF_2-Al_2O_3-CaO-P_2O_5 із вмістом оксиду фосфору % за масою

$-G_{1873}$, кДж/моль



Температура, ^{0}C

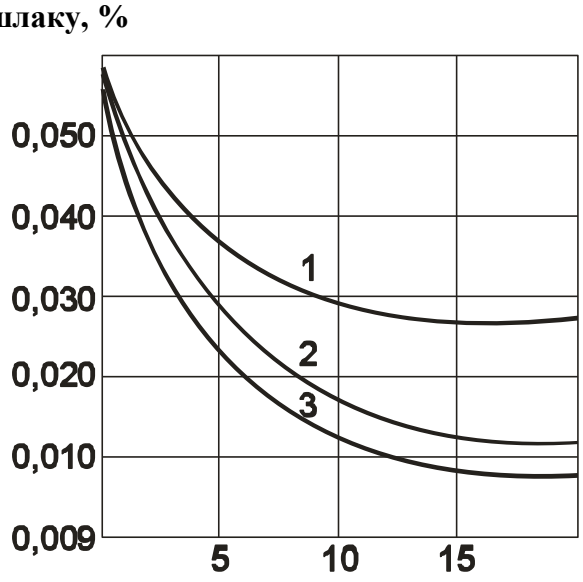
1 – 4 – номер проби (концентраціям п’ятиокису фосфору змінювалася

1 проба – 0,09; 2 проба – 0,18; 3 проба – 0,28; 4 проба – 0,37)

Рисунок 2.4 – Залежність зміни енергії Гіббса реакції (3.1) від температури в розплавах системи CaF_2 – Al_2O_3 – CaO – P_2O_5 із вмістом оксиду фосфору % за масою

Встановлено, що присадка алюмінію за варіантом 1 знижує вміст фосфору у фторидно-оксидном розплаві (шлак АНФ-1) з 0,059% до 0,027%, а за варіантом 2 – до 0,013%.

Введення у флюоритовий розплав, після його рафінування і витримки, глинозему (шлак АНФ-6) знижувало загальний вміст фосфору за рахунок його розбавлення до 0,0098% (рис. 3.5), що нижче більш ніж в два рази від вимог технічних умов.



1 – режим 1; 2 – режим 2; 3 – виплавка АНФ-6

Рисунок 3.5 – Залежність вмісту фосфору в шлаку від тривалості витримки.

Збільшення часу витримки фторидно-оксидного розплаву (більше 20 хв.) не призводило до подальшого зниження концентрації фосфору (рис. 3.5). Для видалення відновленого алюмінієм фосфору при виплавці шлаків АНФ-1 і АНФ-6 вивчали ефективність присадок на розплав флюоритового концентрату металевої стружки в кількості 1,0–15% від маси шлаку. При цьому витрата алюмінію на тому ж рівні.

Введення у флюоритовий розплав, після його рафінування і витримки, глинозему (шлак АНФ-6) знижувало загальний зміст фосфору за рахунок його

розбавлення до 0,0098 % (рис. 3.5), що нижче більш ніж в два рази від вимог технічних умов.

Збільшення часу витримки фторидно-оксидного розплаву (більше 20 хв.) не призводило до подальшого зниження концентрації фосфору (рис. 3.5). Для видалення відновленого алюмінієм фосфору при виплавці шлаків АНФ-1 і АНФ-6 вивчали ефективність присадок на розплав флюоритового концентрату металевої стружки в кількості 1,0–15% від маси шлаку. При цьому витрата алюмінію на тому ж рівні.

Вплив присадок металевої стружки на вміст фосфору в шлаку АНФ-6 характеризують дані рис. 3.6.

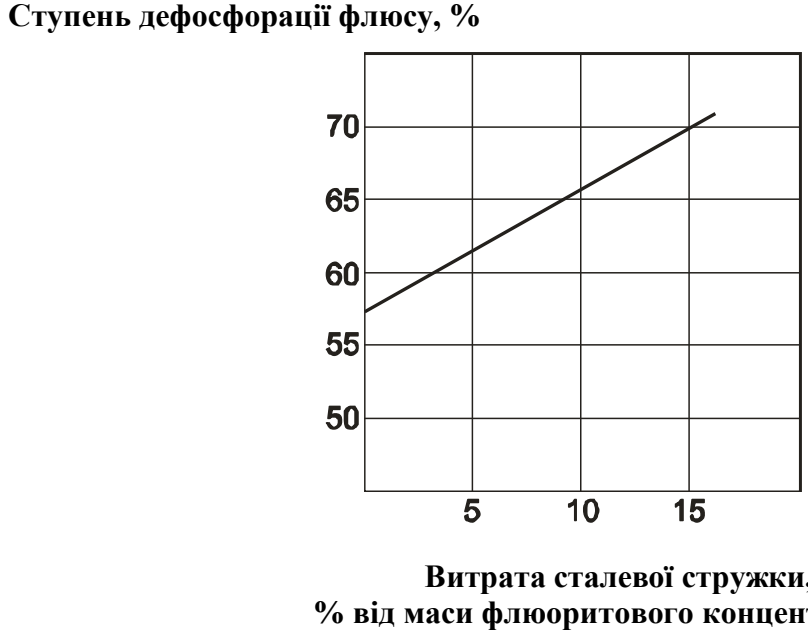


Рисунок 3.6 – Вплив кількості досаджуваної металевої стружки на ступінь дефосфорації початкового концентрату

З рис. 3.6 видно, що додаткове введення металевої стружки в шихту підвищує ступінь зниження фосфору з 57 до 71%. При цьому концентрація оксидів заліза в шлаку залишається на рівні, що відповідає вимогам технічних умов (не більше 0,5%). Таким чином, проведені дослідження показали повну можливість проведення ефективної дефосфорації флюоритових концентратів при виплавці флюсів.

3.3 Дослідження можливості застосування плавиковошпатних руд Покрово-Киреївського родовища для виплавки шлаків ЕШП

Виплавку шлаку АНФ-6 проводили як з використанням Ярославського флюоритового концентрату (базовий варіант), так і з використанням руд Покрово-Киреївського родовища (дослідний варіант) (Україна). Хімічний склад виплавленого шлаку приведений в таблиця 3.2.

Таблиця 3.2 – Порівняння хімічного складу шлаку типу АНФ-6, виплавленого з використанням руди Покрово-Киреївського родовища (Україна) і Ярославського флюоритового концентрату (Україна)

Варіант плавки	Хімічний вміст компонентів, %							
	SiO_2	FeO	Al_2O_3	CaO	CaF_2	S	P	C
Базовий	2,2	0,35	26,8	5,4	64,9	0,033	0,02	0,05
Дослідний	2,3	0,34	26,4	4,6	66,2	0,031	0,017	0,06
Згідно з ТУ	н.б. 2,5	н.б. 0,5	25…31	н.б. 8,0	осн.	н.б. 0,05	н.б. 0,05	н.б. 0,1

Як видно з таблиці 3.2, шлаки, виплавлені з флюориту і плавиковошпатних руд, близькі за хімічним складом і за всіма компонентах задовольняють вимогам технічних умов на постачання.

Таким чином, експериментально підтверджено, що руди Покрово-Киреївського родовища доцільно використовувати для виробництва шлаків ЕШП практично без попереднього збагачення. Це дасть можливість підвищити якість шлаків і значно понизити їх собівартість.

3.4 Дослідження якості металу, що виплавляється з використанням дослідного шлаку

Дослідження впливу якості шлаку АНФ-6, отриманого з використанням плавиковошпатної руди Покрово-Киреївського родовища за розробленою технологією. Дослідний шлак мав наступний склад, %: 2,3 SiO_2; 0,34 FeO; 26,4 Al_2O_3; 4,6 CaO; 66,2 CaF_2; 0,031 S; 0,017 P.

Лабораторні дослідження були виконані при переплавці стали Шх15 на установці А-550 в кристалізаторі – круг діаметром 150 мм. Всього виплавлено 5 злитків на досвідченому і 2 – на стандартному шлаку. Електричний режим плавок був наступним: напруга – 40 В, струм – 2,5 кА. Кількість шлаку 2,5 кг Якість металу досвідчених плавок оцінювали за станом поверхні злитків, макроструктурі, хімічному складу, забрудненості неметалічними включеннями і газами.

Поверхня злитків, виплавлених на дослідному шлаку АНФ-6, гладка, без яких-небудь дефектів.

Хімічний склад сталі ЕШП (таблиця 3.3) характеризує данні по вивченню вмісту кремнію, алюмінію, фосфору і сірки по горизонтах електрошлакових злитків. Аналіз отриманих даних показує, що хімічний склад металу сталі ШХ15, переплавленої на стандартному і дослідному шлаках АНФ-6, практично не відрізняється. Макроструктура дослідних злитків щільна, без яких-небудь дефектів усадкового і ліквацийного походження.

Середні дані по забрудненості сталі неметалічними включеннями і концентрації кисню і азоту в металі, виплавленому на дослідному (режим 1) і стандартному (режим 2) шлаку АНФ-6 приведені в таблиці 3.4.

Аналіз отриманих результатів свідчить про те, що незалежно від варіанту виплавки загальний вміст включень складає 0,0106–0,00103% (об.). Не змінюється також від варіанту виплавки і концентрація кисню і азоту.

Таким чином, проведені лабораторні дослідження підтвердили можливість часткової заміни шихтових матеріалів при виплавці стандартних шлаків ЕШП, при цьому якість сталей практично не відрізняється.

Таблиця 3.3 – Зміна хімічного складу сталі ШХ15, переплавленої на стандартному та дослідному шлаку АНФ-6*

Шлак, що використовується	Хімічний вміст елементів в сталі ШХ15, %			
	Si	$Al_{зал.}$	P	S
Початковий метал	0,25	0,055	0,012	0,005
Флюс АНФ-6 базовий	0,17/0,18	0,040/0,048	0,020/0,023	0,006/0,005
Флюс АНФ-6 базовий	0,18/0,19	0,040/0,041	0,022/0,024	0,005/0,004
Флюс АНФ-6 дослідний	0,17/0,19	0,041/0,042	0,017/0,018	0,005/0,004
Флюс АНФ-6 дослідний	0,18/0,19	0,039/0,041	0,019/0,021	0,005/0,004
Флюс АНФ-6 дослідний	0,20/0,21	0,040/0,043	0,20/0,023	0,005/0,005
Флюс АНФ-6 дослідний	0,21/0,22	0,041/0,042	0,021/0,022	0,005/0,004
Флюс АНФ-6 дослідний	0,18/0,19	0,040/0,042	0,020/0,023	0,005/0,005

*- чисельник – верх злитка; знаменник – низ злитка.

Таблиця 3.4 – Середній вміст неметалічних включень і газів в сталі ШХ15Ш

Варіант режиму	Шлак, що вико рис-товується	Вміст неметалічних включень, % (об.)				Вміст газів, %	
		всього	оксиди	зокрема		кисень	азот
				сульфіди	нітриди		
1	АНФ-6 дослідний	0,0103	0,0072	0,00298	0,0001	0,0085	0,011
2	АНФ-6	0,0106	0,0075	0,0030	0,0001	0,0085	0,011

3.5 Висновки

1. Запропонована технологія отримання флюоритових окатишів для виплавки флюсів ЕШП та показано, що втрати флюоритового концентрату за рахунок зниження його відльоту можуть бути знижені до 3– 4%.

2. Аналіз особливостей поведінки фосфору при виплавці фторидно-оксидних шлаків ЕШП показав, що основним джерелом забруднення шлаків фосфором є флюоритовий концентрат. На підставі балансу фосфору при виплавці шлаку АНФ-6 встановлено, що в останній переходить більше 50% фосфору не залежно від його концентрації у флюориті.

3. Проведено термодинамічний аналіз реакції відновлення фосфору алюмінієм у фторидно-оксидних розплавах системи CaF_2-Al_2O_3-CaO-P_2O_5. Показано, що збільшення вмісту глинозему (до 30%) і підвищення температури розплаву збільшує енергію Гіббсу реакції, тобто негативно позначається на процес дефосфорації.

4. Лабораторними дослідженнями підтверджені дані термодинамічних розрахунків і розроблена технологія отримання низькофосфористого шлаку АНФ-6. Найбільш високий ступінь зниження вмісту фосфору у флюсі досягнутий при рафінуванні флюоритового розплаву алюмінієм (14 кг/т флюориту) і присадкою осаджувача (20 кг/т флюориту) у вигляді чавунної стружки з подальшою подачею глинозему.

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1 Умови безпеки праці при роботі, зберіганні та транспортуванні металургійних флюсів

Робота з флюсами при їх сортуванні, упаковці, транспортуванні, контролі якості може супроводжуватися виділенням пилу, що містить марганцеві, крем'янисті, фтористі сполуки. Флюсовий пил відноситься до хімічно небезпечних та шкідливих виробничих факторів. За характером впливу на організм людини флюсовий пил є токсичним, дратівливим і сенсибілізуючим; шляхи проникнення в організм - через органи дихання, шкірні покриви та слизові оболонки.

Для запобігання професійним захворюванням, а також щоб уникнути нещасних випадків при сортуванні, упаковці, транспортуванні, контролі якості флюсів необхідно виконувати вимоги ГОСТ 12.1.005, ГОСТ 12.1.007.

Флюси приймають партіями. Маса кожної партії має бути не більше 80 т. Партія повинна складатися з флюсу однієї марки та оформлятися одним документом про якість, що містить:

- товарний знак або найменування та товарний знак підприємства-виробника;
- марку флюсу;
- номер партії;
- масу партії;
- результати хімічного аналізу;
- дату виготовлення;
- позначення цього стандарту.

Для визначення хімічного та гранулометричного складу від кожної партії флюсу відбирають загальну пробу масою не менше 8 кг, що складається з точкових проб. Виробник проводить відбір точкових проб у процесі пакування продукції. При упаковці паперові мішки відбирають одну точкову пробу від

кожного десятого мішка; при упаковці в контейнери - від кожного контейнера не менше чотирьох точкових проб, причому слід брати усереднені проби при засипанні флюсу в контейнер, повністю перетинаючи потік; при подачі флюсу в бункер на засобах, що рухаються, відбирають не менше чотирьох точкових проб за одну годину. Маса точкової проби – від 0,05 до 0,30 кг.

Відібрану загальну пробу ретельно перемішують, після чого доводять квартуванням маси не менше 2 кг, з якої після перемішування відбирають 0,5 кг для визначення хімічного складу і 1,5 кг – для визначення гранулометричного складу.

При отриманні незадовільних результатів за будь-яким показником щодо нього проводять повторні випробування на подвоєній вибірці, взятій від тієї ж партії. Результати повторних випробувань остаточні.

Хімічний склад флюсів визначають згідно з ГОСТ 21639.0, ГОСТ 21639.2-ГОСТ 21639.10, ГОСТ 21639.12. Допускається застосування інших стандартизованих методів аналізу, якщо їх метрологічні характеристики не поступаються характеристикам вищезазначених стандартів.

Гранулометричний склад флюсів визначають розсіванням відібраної проби через сито з розміром сторін осередків у світлі 20 і 0,2 мм (N 20 згідно з ГОСТ 3306 або ГОСТ 3826 і N 02 за ГОСТ 6613) з подальшим зважуванням залишку на великому ситі 0,1%.

Однорідність зерен та забрудненість флюсу сторонніми частинками контролюється візуальним оглядом навішування.

Контроль вмісту вологи у флюсах визначають згідно з ГОСТ 21639.1.

Флюс повинен транспортуватися у критих транспортних засобах будь-яким видом транспорту відповідно до правил перевезення, навантаження та кріплення вантажів, що діють на відповідному виді транспорту.

Флюс повинен зберігатися у критих неопалюваних складських приміщеннях за групою зберігання 3Ж3 ГОСТ 15150.

Виробник гарантує відповідність флюсу вимогам цього стандарту за умови дотримання умов транспортування, зберігання та експлуатації.

Гарантійний термін зберігання флюсів – 2 роки з дня виготовлення.

4.2 Аналіз шкідливих, небезпечних факторів та заходи щодо їх усунення при роботі в умовах ЕШП

У повітря робочої зони при ЕШП можуть потрапляти газоподібні речовини: CO, SO_2, NO_2 та ін.

При виконанні деяких операцій сталеплавильного процесу можливе виникнення шуму механічного, аеродинамічного і термічного походження (рух електромостових кранів, машин завалень, рух газових потоків по газопроводах та ін.). Вібрацію можуть створювати ті ж агрегати, які є джерелами шуму.

Пічний і розливний прольоти є джерелами інтенсивних теплових випромінювань, а також відділення роздягання злитків. Із-за наявності в електросталеплавильному цеху великих кількостей надлишкового тепла відбувається значне підвищення температури повітря. Підвищена теплова дія на організм людини призводить до перенапруження його терморегуляторних функцій і може спричинити порушення теплового балансу організму [24].

Для робочого місця сталевара відповідно до гігієнічної класифікації дана характеристика трудового процесу і оцінка чинників виробничого середовища, яка представлена в таблиці 4.1.

У цехах, особливо в перехідний і зимовий періоди року, робітники піддаються впливу більших температурних перепадів, сильних потоків гарячого й холодного повітря.

Досягненню нормативних показників сприяють інженерні рішення, що забезпечують комфортні умови праці та дозволяють безпечно експлуатувати технологічне обладнання.

В цеху пил виділяється в шихтових і плавильних відділеннях. При ремонтних роботах виділяється пил вогнетривів, що може викликати силікоз і містить 65–97 % сполук кремнію, у тому числі 70 % діоксиду кремнію. Пил виділяється при збиванні, навантаженні, транспортуванні футеровки, під час

ремонту ковшів, склепінню печей. Концентрація пилу перебуває, як правило, на рівні 25–40 мг/м^3.

Таблиця 4.1 – Оцінка факторів виробничого та трудового процесу професія: сталевар, робоче місце – піч ЕШП

№ п/п	Фактори виробничого середовища й трудового процесу	Нормативне значення	Фактичне значення	3 клас: шкідливі й небезпечні умови й характер праці			Тривалість дії фактора за зміну, %
				1 ступінь	2 ступінь	3 ступінь	
1	Шкідливі хімічні речовини, мг\м^3: 1 клас небезпеки Ангідрид хромовий Марганцю оксид	 0,01 0,05	 0,025 0,03			2,5р	90
	2 клас небезпеки Сірководень	 10	 9				90
	3 клас небезпеки Азоту діоксид Вуглецю оксид	 2,0 20,0	 2,2 25,0				90
2	Пил переважно фіброгенної дії, мг\м^3	4	25			6,25р	90
3	Шум, дБА	80	83			3	90
4	Вібрація (локальна), дБ	92	96		4		90
5	Мікроклімат у приміщенні (теплий період): - температура, ^{0}С; - швидкість руху повітря, м/с; - відносна вологість повітря, %; -інфрачервоне випромінювання, Вт/м^2	 15…26 0,2-0,6 40..60 140	 22 0,4 40 2650	 0,01 	 2510		90
6	Кількість факторів				2	3	

Джерелом шуму є технологічні гази, що рухаються, при подачі їх у комунікації, вдмухуванні в печі, крани що рухаються, транспортери, поїзди й ін. Рівні шуму на робочих місцях досягають 90дБА.

Вібрація спостерігається в кабінах крановиків, при зачищенні металу й деяких інших операцій [24–31].

Шкідливості, що супроводжують процес підготовки шихти, плавки, випуску й розливання сталі є:

– оксид вуглецю;

– пил, що виділяється при підготовці шихти й завантаженню її в піч та при плавленні;

– теплове випромінювання;

– сухе повітря;

– шум і вібрація.

Аналіз шкідливих факторів виробничого середовища, наведених у таблиці 4.1, дозволяє зробити наступний висновок про умови праці сталевара:

– оцінка технічного та організаційного рівня відповідає технологічному регламенту та проекту організації праці на робочому місці;

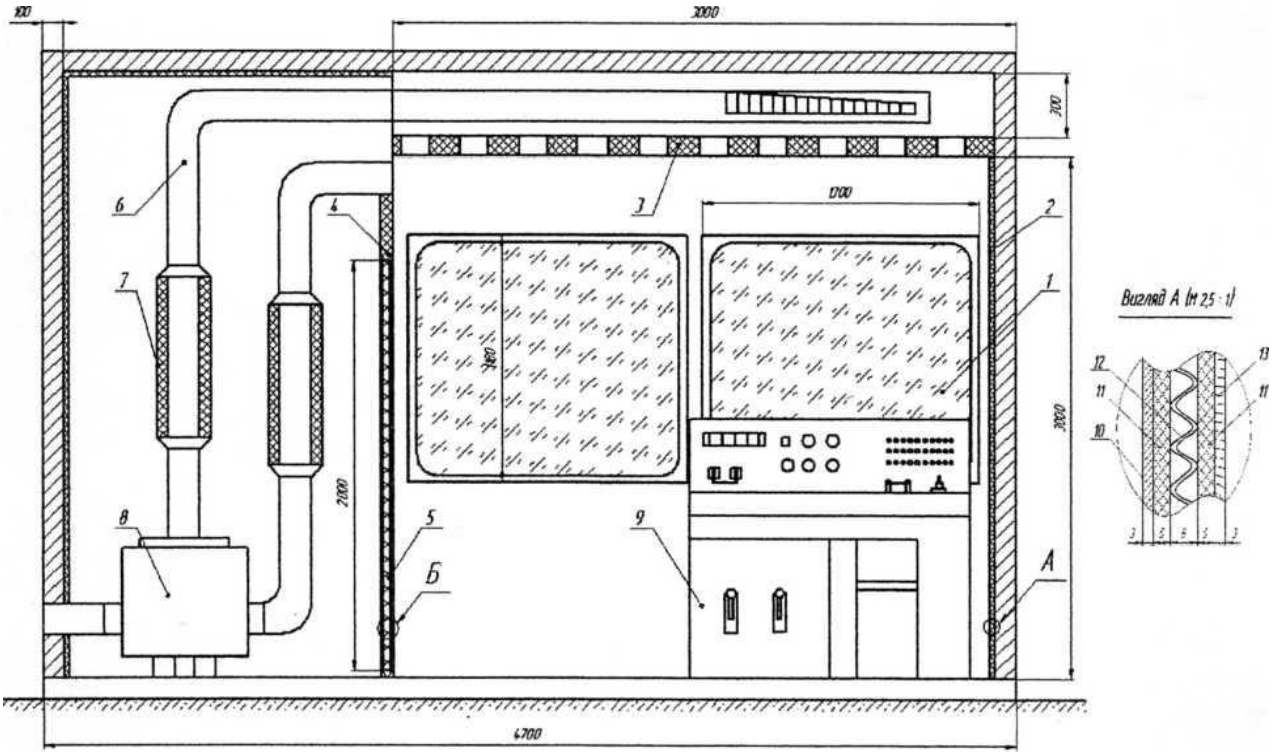
– атестація робочого місця: робоче місце має в наявності 4 фактори 1 ступеня, 7 факторів 3 ступеня;

– умови роботи в електросталеплавильному цеху є досить важкими: II клас – 2 фактори, III клас – 3 фактори.

4.3 Розрахунок звукоізольованої кабіни посту управління

Пристрій звукоізолюючих кабін є ефективним і найбільш поширеним засобом захисту виробничого персоналу від шуму. Кабіна встановлюється на віброізоляторах ОВ-31.

З метою забезпечення оптимальних умов в кабіні встановлюється кондиціонер. Стіни звукоізолюючого посту управління мають таку будову: алюмінієвий лист (δ = 3 мм), суха штукатурка (δ = 5 мм), листи азбошиферу (δ = 8 мм), плита ДВП (δ = 3 мм). Дах кабіни виконуємо із ДСП (δ = 18 мм). Вибираємо вікно з подвійним склінням завтовшки 3 мм та повітряним проміжком 30 мм. Стекла по контуру ущільнені гумою (рис. 4.1). Проведемо розрахунок звукоізолюючої кабіни для досягнення санітарних норм по рівню шуму.



1 – подвійне скління; 2 – звукозахисне облицювання; 3 – звукопоглинаючий підвісний дах; 4 – перегородка; 5 – звукоізолюючі двері; 6 – повітряпровод припливної вентиляції; 7-глушники шуму; 8 – кондиціонер; 9 – пульт управління; 10 – алюмінієвий лист; 11 – суха штукатурка; 12 – листа азбошиферу; 13 – плита ДВП

Рисунок 4.1 – Звукоізолююча кабіна пульту управління піччю

Необхідне зниження шуму в кабіні визначимо за формулою:

$$R_{зн.ш.} = L_ш – L_{доп}, \quad (4.2)$$

де $L_ш$ – актавний рівень звукового тиску на робочому місці де планується місце установки кабіни, дБА;

$L_{доп}$ – допустимий рівень звукового тиску на робочих місцях, дБА.

$$К_{зн.ш.} = 96 - 80 = 16 \text{ дБА}.$$

Необхідна звукоізолююча здатність захищаючих конструкцій, вікон і дверей звукоізолюючої кабіни:

$$К_{н.і.} = L_{ср} - 10 \lg B_i + 10 \lg S_i - L_{доп} + 10 \lg (n), \quad (4.3)$$

де $L_{ср}$ – середній актавний рівень звукового тиску в галасливому приміщенні, дБА;

B_i – відповідно постійні галасливе і ізольоване приміщення в даній актавній смузі частот, м^2;

S_i – площа даної огорожі або його елементу, через яку шум проникає в ізольоване приміщення, м^2;

n – загальна кількість окремих елементів даних огорож, шт.

Постійну приміщення B_i визначають множенням постійною приміщення на средньометричні частоти 1000Гц на частотний множник ($B_i = B_{1000}$ μ) [31]. Постійна примщення B_{1000} визначається за графіком [31, стр. 13]. Об'єм кабіни дорівнює V = 3,7·3,0·3,0 = 33,3 м^3 , тоді B_{1000} =2,5 м^2 і μ=1. Отже, B_i=2,5. Кількість вікон n = 2, розміром 1300х1180 мм, тоді

$$S_{вікна} = 1,30 \cdot 1,18 = 1,534 \text{ м}^2.$$

Необхідна звукоізолююча здатність вікон кабіни:

$$R_{н.і.(вікон)} = 96 – 10 \lg 2,5 + 10 \lg 1,534 – 80 + 10 \lg (2) = 17 \text{ дБА}.$$

Вибираємо двері із стандартного дверного полотна завтовшки 40 мм. Кількість дверей n = 1, розміром 2000х1050 мм, тоді:

$$S_{двері} = 2,00 \cdot 1,05 = 2,10 \text{ м}^2.$$

Необхідна звукоізолююча здатність дверей кабіни:

$$R_{н.і.(двері)} = 96 – 10 \lg 2,5 + 10 \lg 2,1 – 80 = 15 \text{ дБА}.$$

Звукоізолююча здатність кабіни визначимо за формулою:

$$R_{н.і .(кабіни)} = R_{ср} + 10 \lg B_i - 10 \lg \Sigma S_i, \quad (4.4)$$

де S_i – площа кожного елементу огорожі, м;

$R_{ср}$ – середня звукоізоляція всіх огорож кабіни [31]:

$$R_{ср} = 10 \lg \frac{S_{заг}}{\sum \left(S_i \cdot 10^{-0,1 R_i} \right)}. \quad (4.5)$$

де $S_{заг}$ – загальна площа окремих елементів звукоізолюючої конструкції, $м^2$.

$$R_{ср} = 10 \lg \frac{1,534 \cdot 2 + 2,1}{1,534 \cdot 10^{-0,1 \cdot 17} + 2,1 \cdot 10^{-0,1 \cdot 15}} = 17 \text{ дБА}.$$

Тоді, необхідна звукоізолююча здатність кабіни:

$$R_{н.і .(кабіни)} = 17 - 10 \lg 2,5 + 10 \lg (1,534 \cdot 2 + 2,1) = 20 \text{дБА}.$$

Оскільки $R_{н.і .(кабіни)} > К_{зн.ш.}$, то означає що запропонована звукоізолююча кабіна забезпечить захист від підвищеного рівня шуму на пульті управління піччю.

4.4 Висновки

1. Розглянуто умови безпеки праці при роботі, зберіганні та транспортуванні металургійних флюсів Для поліпшення умов праці в цеху та захисту від теплового впливу можна застосовують механічну вентиляцію, яку встановлюють над піччю.

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

1. Проаналізовано основні технологічні особливості процесу електрошлакового переплаву та сьогоденний стан сировинної бази для виплавки електроплавлених флюсів в умовах металургійних підприємств України.

2. Проведено аналіз родовищ плавиковошпатових руд. Показано можливості застосування для виробництва практично всіх марок шлаків ЕШП плавиковошпатових руд Покрово-Киреївського родовища (Україна).

3. Запропоновано виплавку шлаків типу АНФ-1 і АНФ-6 проводили в печі Таммана в графітовому тиглі за двома режимами: перший режим – алюмінієвий порошок змішували з навішуванням концентрату і завантажували в піч; другий режим – навішування алюмінієвого порошку вводили відразу після розплавлення навішування флюоритового концентрату.

4. Запропоновано виплавку шлаку типу АНФ-6 проводити як з використанням Ярославського флюоритового концентрату (базовий варіант) (Україна), так і з використанням руд Покрово-Киреївського родовища (дослідний варіант) (Україна).

5. Запропонована технологія отримання флюоритових окатишів для виплавки флюсів ЕШП та показано, що втрати флюоритового концентрату за рахунок зниження його відльоту можуть бути знижені до 3– 4%.

6. Аналіз особливостей поведінки фосфору при виплавці фторидно-оксидних шлаків ЕШП показав, що основним джерелом забруднення шлаків фосфором є флюоритовий концентрат. На підставі балансу фосфору при виплавці шлаку АНФ-6 встановлено, що в останній переходить більше 50% фосфору не залежно від його концентрації у флюориті.

7. Проведено термодинамічний аналіз реакції відновлення фосфору алюмінієм у фторидно-оксидних розплавах системи CaF_2-Al_2O_3-CaO-P_2O_5. Показано, що збільшення вмісту глинозему (до 30 %) і підвищення температури

розплаву збільшує енергію Гіббсу реакції, тобто негативно позначається на процес дефосфорації.

8. Лабораторними дослідженнями підтверджені дані термодинамічних розрахунків і розроблена технологія отримання низькофосфористого шлаку АНФ-6. Найбільш високий ступінь зниження вмісту фосфору у флюсі досягнутий при рафінуванні флюоритового розплаву алюмінієм (14 кг/т флюориту) і присадкою осаджувача (20 кг/т флюориту) у вигляді чавунної стружки з подальшою подачею глинозему.

9. Розглянуто умови безпеки праці при роботі, зберіганні та транспортуванні металургійних флюсів Для поліпшення умов праці в цеху та захисту від теплового впливу можна застосовують механічну вентиляцію, яку встановлюють над піччю.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Електрошлакове наплавлення. URL: http://cgntb.dp.ua/news/20-10-2021-%D0%B5%D0%BB%D0%B5%D0%BA%D1%82%D1%80%D0%BE%D1%88%D0%BB%D0%B0%D0%BA%D0%BE%D0%B2%D0%B5-%D0%BD%D0%B0%D0%BF%D0%BB%D0%B0%D0%B2%D0%BB%D0%B5%D0%BD%D0%BD%D1%8F/ (дата звернення: 01.04.2025).

2. Чернець О. В.Нові електрошлакові технології з роз'єднанням плавлення та твердіння металу: автореф. дис... д-ра техн. наук: 05.16.07 ; Нац. акад. наук України, Ін-т електрозварювання ім. Є. О. Патона. Київ, 2001. 35 с.

3. Біктагіров Ф. К. Електрошлакові технології з невитратним графітованим електродом в процесах виплавки та рафінування сталей і сплавів: автореф. дис... д-ра техн. наук: 05.16.02 ; Нац. акад. наук України, Ін-т електрозварювання ім. Є. О. Патона. Київ, 2007. 35 с.

4. Що таке електрошлаковий переплав? URL: https://www.huiyualloys.com/uk/news/what-is-electroslag-remelting/ (дата звернення: 01.04.2025).

5. Електрошлаковий переплав (Inteco). URL: https://gertnergroup.com/product/elektroshlakovyy-pereplav-inteco/?lang=ua (дата звернення: 01.04.2025).

6. Пантейков С. П., Кащеєв М. А. Спеціальна металургія сталей і сплавів. Т.1. Спеціальні сталі і сплави : навч. посібн. Кам’янське : ДДТУ, 2021. 118 с.

7. Пантейков С. П., Кащеєв М. А. Спеціальна металургія сталей і сплавів. Т.2. Процеси спеціальної металургії : навч. посібн. Кам’янське : ДДТУ, 2022. 273 с.

8. Кварцовий фракціонований пісок. URL: http://ovruch-stone.com.ua/pershyj-milon-tonn-produkcziyi/ (дата звернення: 01.04.2025).

9. Каустичний магнезований магнезит 90 %. URL: https://ua.magnesium-fertilizer.com/mineral-fertilizer/magnesium-oxide-fertilizer/caustic-calcined-magnesite-90.html (дата звернення: 01.04.2025).

10. Вапно металургійне. URL: http://zfz.com.ua/p_metalurgiyne-vapno (дата звернення: 01.04.2025).

11. Первинний і вторинний алюміній: основні відмінності. URL: https://www.terramet.com.ua/uk/2021/06/03/pervinnij-i-vtorinnij-alyuminij/ (дата звернення: 01.04.2025).

12. Михайлов В. А., Курило М. М. Мінерально-сировинна база флюсової сировини України. Київ: Ніка-Центр. 2010. 198 с.

13. Флюорит. Характеристика, властивості, поширення. URL: https://insgeo.com.ua/fluoryt/ (дата звернення: 01.04.2025).

14. ГОСТ 4421-73 Концентрат плавікошпатовий для зварювальних матеріалів. Технічні умови. URL: https://online.budstandart.com/ua/catalog/doc-page.html?id_doc=63863 (дата звернення: 01.04.2025).

15. Особливості утворення Покрово-Кириївського родовища плавикового шпату в Приазов'ї (Український щит) / Д. К. Возняк, О. М. Пономаренко, А. І. Самчук та ін. *Мінералогічний журнал*. 2017. Т. 39, № 1. С. 75–83. http://nbuv.gov.ua/UJRN/Mineral_2017_39_1_10

16. Галецький Л. С., Науменко У. З., Чернієнко Н. М. Основні типи рудоносних структур України. Мінеральні ресурси України. 2016. № 4. С. 12–19.

17. Класифікація флюсів за стандартом IPC-J-STD-004B Ос. URL: https://payalnik.com.ua/ua/klasifikacija-fljusiv-za-standartom-ipc-j-std-004b-os11 (дата звернення: 01.04.2025).

18. Види зварювальних флюсів та їх застосування. URL: https://argon.in.ua/vydy-zvariuvalnykh-fliusiv-ta-yikh-zastosuvannia/?srsltid=AfmBOoryInwqKoGUpLDd8mHnWbTJRSZQlN2CjW6PZ4aK5s1hXKQe3K-7 (дата звернення: 01.04.2025).

19. Технологічні аспекти застосування та переваги безвідмивних паяльних флюсів. URL: https://kvintal.com.ua/flyus-payalnij-ne-korozionnyi/ (дата звернення: 01.04.2025).

20. Рибалко І., Сайчук О., Захаров А. Фізико-хімічні властивості флюсів *та*

їхні технологічні параметри. International Science Journal of Engineering & Agriculture. 2022. Vol. 1. No. 5. pp. 70–76. doi: 10.46299/j.isjea.20220105.09.

21. ГОСТ 30756-2001 Флюси для електрошлакових технологій. Загальні технічні умови. URL: https://westa.kiev.ua/ua/standarty/gosty/gost-30756-2001 (дата звернення: 01.04.2025).

22. Фізико-хімічні характеристики зварювальних флюсів. URL: https://www.nzf.com.ua/Default.aspx?id=55&sect=production (дата звернення: 01.04.2025).

23. Полєтаєв В. П., Похвалітий А. А. Технологія процесів (за фахом) : конспект лекцій. Частина І «Аглодоменне виробництво» для здобувачів вищої освіти першого (бакалавр) рівня за спеціальністю 136 Металургія за освітньо-професійною програмою «Металургія чорних металів». Кам`янське : ДДТУ, 2019. 40 с.

24. Ізгородін В. А.Охорона праці на підприємстві : практич. посіб. з розробки та ведення документації. Київ : Видавництво «ФОРТ», 2019. 440 с.

25. Грибан В. Г., Казначеєв Д. Г., Бойко О. І. Безпека життєдіяльності та охорона праці у схемах : навч. посіб. Дніпро : ДДУВС, 2019. 228 с.

26. Пістун І. П., Катренко Л. А., Кіт Ю. В. Охорона праці : навч. посіб. з практикумом. Київ : Унівеситетська книга, 2020. 540 с.

27. Охорона праці та цивільний захист : підручник / О. Г. Левченко, О. І. Полукаров, В. В. Зацарний та ін. Київ : КПІ ім. Ігоря Сікорського, 2019. 420 с.

28. Севальнєв А. І., Шаравара Л. П., Черня І. А. Зниження впливу професійних ризиків на здоров’я працівників модернізованого металургійного підприємства. *Запорожский медицинский журнал*. 2015. № 1. С. 87–90. http://nbuv.gov.ua/UJRN/Zmzh_2015_1_22

29. ДСН 3.3.6.042-99. Санітарні норми мікроклімату виробничих приміщень ; прийнятий з 01.12.1999 р. №42. Київ, 12 с.

30. ДБН В.1.1.7-2016. Пожежна безпека об’єктів будівництва.Загальні вимоги ; затверджено та наказом Мінрегіоном України від 31.10.2016 р №237

та введений в дію з 01.06.2017 р. Київ : Міністерство регіонального розвитку, будівництва та житлово-комунального господарства України, 2017. 35 с.

31. Забезпечення техногенної безпеки на підприємстві. URL: https://pro-op.com.ua/article/933-pravila-tehnogenno-bezpeki (дата звернення: 01.04.2025).