

ВИРОБНИЦТВО ФЕРОВАНАДІЮ ЗІ ЗБАГАЧЕНИХ ВАНАДІЙВМІСНИХ ТЕХНОГЕННИХ ВІДХОДІВ ЕЛЕКТРОШЛАКОВИМ ПРОЦЕСОМ

Ю.В. Костецький, М.О. Вдовін

ІЕЗ ім. Є.О. Патона НАН України,
03150, м. Київ, вул. Казимира Малевича, 11

РЕФЕРАТ

Проведено експериментальні дослідження з оптимізації технології промислового виробництва ферованадію електроалюмінотермічним методом в умовах електрошлакової плавки з використанням хімічно збагачених ванадійвмісних промислових відходів. Дослідні плавки здійснювали на модифікованій промисловій установці ОВ-1901 з джерелом живлення постійного струму. У процесі плавки відновлення оксидів ванадію відбувається безпосередньо в шлаковому шарі за регульованого підведення додаткової електричної енергії, що забезпечує контроль інтенсивності відновлювального процесу та дає змогу отримувати феросплав із заданим вмістом ванадію. У ході експериментів варіювали склад шихти та параметри процесу з метою визначення базових технологічних режимів, які забезпечують стабільне виробництво феросплавів марок FeV50 та FeV60, призначених для виготовлення зварювальних електродів. Ступінь вилучення ванадію в сплав у дослідних плавках становив 85...90 %. За використання джерела постійного струму оптимальним є підключення схеми живлення з розташуванням основного електрода під позитивним потенціалом. Встановлено вплив тривалості витримки шлакової ванни під струмом після повного проплавлення шихти на залишковий вміст оксиду ванадію в шлаку та ступінь вилучення ванадію в сплав. Зі збільшенням часу витримки залишковий вміст V_2O_5 у шлаку зменшувався від 21,57 % без витримки до 4,36 % за витримки протягом 20 хв. Отримані результати підтверджують доцільність використання техногенних відходів для виробництва ферованадію та свідчать про перспективність подальшої оптимізації технологічних параметрів з метою підвищення ефективності вилучення ванадію й покращення економічних показників процесу. Бібліогр. 22, табл. 3, рис. 3.

КЛЮЧОВІ СЛОВА: ферованадій, електрошлакова плавка, алюмінотермічне відновлення, ванадійвмісні відходи

ВСТУП

У багатьох розвинутих країнах ванадій віднесено до групи критично важливих матеріалів [1, 2]. Загальний річний обсяг його споживання у світі оцінюється в 110...120 тис. т у валовому вмісті ванадію. У подальшому прогнозують зростання глобального споживання ванадію промисловістю до 135...136 тис. т, зокрема, завдяки збільшенню його використання для виготовлення акумуляторів типу VRFB (vanadium redox flow batteries) [3]. Попри це, основним споживачем ванадію (понад 90 %) буде залишатись металургійна промисловість, де його застосовують для легування під час виробництва спеціальних сталей і сплавів у вигляді ферованадію з вмістом ванадію 40...80 % [1]. За таких умов важливим завданням є забезпечення стабільності виробництва ванадію шляхом раціонального використання його ресурсів.

Сьогодні приблизно 88 % ванадію виробляється з ванадієвих титаномагнетитових руд [4], включаючи залізні та сталеві шлаки, які становлять понад 69 % вихідної сировини у виробництві ванадію [5]. Альтернативними джерелами ванадію традиційно виступають залишки спалювання вуг-

лецевого палива, такі як зола з вугільних електростанцій [6, 7], зола від спалювання нафтопродуктів [8] та залишки від переробки та обробки сирової нафти. Останнім часом все більше досліджень присвячено розширенню сировинної бази. Наприклад, вилученню ванадію з хвостів та рециклінгу промислових відходів [9,10].

У зв'язку зі зростаючим попитом на ферованадій в умовах обмеженої ресурсної бази, зокрема в Україні, важливим завданням є створення технологій його отримання із залученням техногенних відходів, що містять ванадій, як сировини [1]. Зазвичай безпосередньою сировиною для виплавки ферованадію виступають його оксиди [11]. У техногенних відходах України оксиди ванадію присутні у продуктах згоряння мазуту, продуктах виробництва глинозему, титану, магнію, а також у відпрацьованих ванадієвих батареях та каталізаторах. Останній вид відходів відносно легко хімічно збагачується з 3...5 % оксиду ванадію до 80...85 % [12].

Ванадій утворює кілька оксидів, що відповідають його змінним ступеням окиснення +2, +3, +4 і +5 [11]. На рис. 1 наведено діаграму фазової стабільності оксидів ванадію в системі VO_x залежно від температури та парціального тиску кисню [13]. Аналіз діаграми показує, що за температур вище 1400 °С оксид V_2O_3 залишається термодинамічно стабільним у твердому стані за низького

Авторське право © Автор(и)

© Видавець ТОВ «ВИДАВНИЧИЙ ДІМ» ПАТОН», 2026

Ця стаття у відкритому доступі за ліцензією CC BY-NC-ND
<https://creativecommons.org/licenses/by-nc-nd/4.0/>

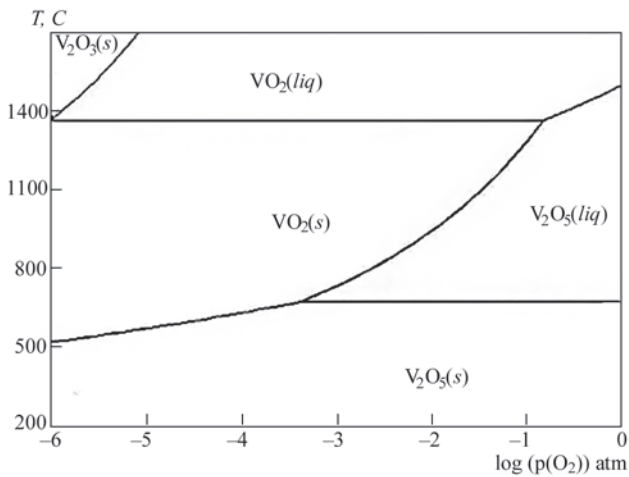


Рис 1. Діаграма фазової стабільності оксидів ванадію в системі VO_x [13]

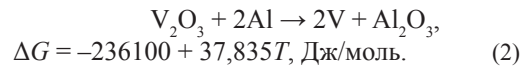
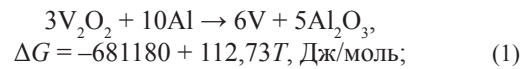
парціального тиску кисню, тоді як VO_2 за цих умов переважно перебуває у рідкому стані. Оксид V_2O_3 є стабільною фазою за відносно низьких температур у всьому діапазоні парціального тиску кисню.

Таким чином, у рідкому шлаку ванадій може існувати переважно у двох станах окиснення — V^{3+} та V^{4+} [14]. За умов низької окисненості тривалентний ванадій є домінуючою формою в шлаковому розплаві. Автори роботи [15] досліджували вплив парціального тиску кисню та основності шлаку на ступінь окиснення ванадію. Отримані результати свідчать, що окиснення іонів V^{3+} до вищого ступеня окисненості у шлаковому розчині є термодинамічно та кінетично ускладненим процесом.

У промислових умовах ванадій надходить у металургійний процес переважно у складі шихти у формі V_2O_5 з ванадієвих шлаків і концентратів, пилів, а також вторинних відходів. Проте в гарячому шлаковому розплаві за високих температур оксид V_2O_5 є термодинамічно нестійким і швидко відновлюється до нижчих оксидів. У робочому інтервалі металургійних температур ванадій у шлаку переважно перебуває у формі зі ступенем окиснення +3 (V^{3+}), через яку відбуваються основні процеси відновлення та розподілу ванадію між металевою і шлаковою фазами.

Для відновлення ванадію з його оксидів можуть застосовуватися водень, вуглець, кремній та алюміній [11, 16]. Карботермічний метод не набув поширення в промислових процесах через неможливість отримання сплавів з високим вмістом ванадію та низьким вмістом вуглецю. Силікотермічне відновлення також не забезпечує розв'язання цього завдання повною мірою. У зв'язку з цим низьковуглецевий ферованадій із вмістом ванадію понад 50 % зазвичай отримують методом алюміні-

нотермічного відновлення [16,17]. Алюміній відновлює оксиди ванадію за реакціями:



Хімічні реакції відновлення оксидів ванадію алюмінієм є екзотермічними, що спрощує організацію процесу та суттєво знижує витрати електроенергії. При цьому наявність певної кількості алюмінію в кінцевому продукті не перешкоджає його використанню для легування сталей. Інші відновні процеси за аналогічних умов є термодинамічно менш вигідними та, як правило, мають ендотермічний характер [16].

Промислові процеси з алюмініотермічним відновленням можуть бути поділені на термітні та електроалюмініотермічні [11, 18]. Завдяки можливості введення додаткового тепла електроалюмініотермічний процес є більш гнучким щодо вимог до шихтових матеріалів і дозволяє використовувати у шихті більше нижчих оксидів ванадію, реакції відновлення яких алюмінієм є менш екзотермічні, ніж для оксиду V_2O_5 [16]. Більше того, електрошлаковий процес дозволяє краще розділяти продукти плавлення та контролювати інтенсивність процесу.

Електрошлаковий процес має значний потенціал для використання різних техногенних відходів у шихті для зменшення витрат на виробництво. Окрім концентрату ванадію зі збагачених ванадійовмісних відходів, це можуть бути алюмінієві відходи, які легко доступні за відносно низькою вартістю та дрібні сталеві відходи металообробки (стружка, тирса, дріб) для регулювання вмісту ванадію у сплаві. За бажанням сталевий порошок можна замінити окалиною, яка у значній кількості утворюється у прокатних або волочильних виробництвах. У цьому випадку, звичайно, необхідно збільшувати витрати відновника.

МЕТА І МЕТОДИКА ДОСЛІДЖЕННЯ

Метою роботи було дослідження та оптимізація процесу електроалюмініотермічного відновлення ванадію з технічного концентрату пентаоксиду ванадію в умовах електрошлакової плавки з метою отримання ферованадію в промислових умовах. У ході дослідження відпрацьовано технологію виробництва ферованадію з вмістом ванадію 50...60 %, призначеного для виготовлення зварювальних електродів.

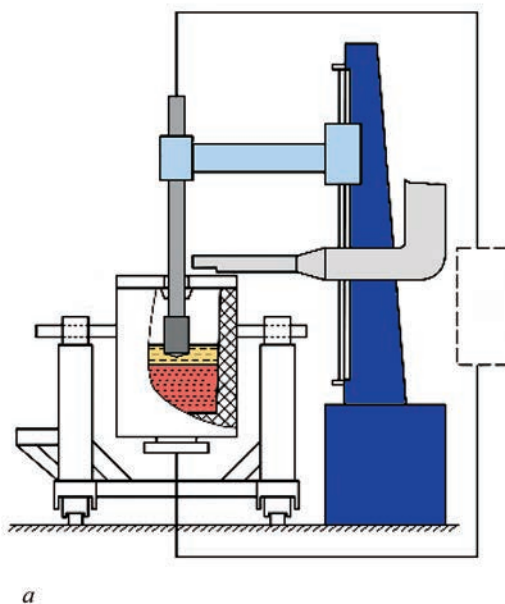


Рис. 2. Загальна схема електрошлакової плавильної установки (а) та її вигляд під час плавки (б)

Експерименти проводили в промислових умовах на модифікованій установці електрошлакового плавлення типу ОВ-1901(рис. 2).

Електричний привід колони плавильної установки забезпечує переміщення невитратного графітового електрода вбік від вертикальної осі плавильного простору на 90° . Привід плавильного тигля дозволяє повертати його у вертикальній площині на 180° для вивантаження та обслуговування. Джерелом живлення плавильної установки є зварювальний трансформатор постійного струму на 1 кА і напругу 50 В. Установка має систему автоматичного регулювання робочої напруги та регулювання струму і напруги на самому джерелі живлення. Плавлення шихти відбувається у тиглі, футерованому вогнетривким матеріалом, з подовим електродом.

Під час експериментів шихта для виплавки ферованадію складалася з концентрату пентаоксиду ванадію, вторинного алюмінію, відходів сталевих порошків та флюсів, призначених для зниження вогнетривкості шлаку. Відсотковий вміст компонентів шихти визначали на основі стехіометричних розрахунків з урахуванням результатів попередніх досліджень [19]. Усі складові шихти мали фракцію 0,3...1,0 мм. Як джерело ванадію використовували попередньо збагачені гідрометалургійним процесом промислові відходи хімічних каталізаторів. Матеріал характеризувався наступним фазовим складом оксидів ванадію, %: V_2O_5 — 55...65, V_2O_3 — 15...20, VO_2 — 3...7, VO — 0,5...4,0. До складу шихти також додавали оксид кальцію, як флюс для зв'язування глинозему в менш вогнетривкі кальцієві алюмінати [20]. Виходячи з досвіду попередніх досліджень [19], для

досягнення прийнятного рівня вилучення ванадію відновник вводили до складу шихти в кількості 101...103 % від стехіометрично розрахованої. Подальше збільшення вмісту відновника призводить лише до ускладнення процесу плавлення та підвищення вмісту алюмінію в отриманому феросплаві.

Відповідно до прийнятої технології всі компоненти шихти ретельно змішували в змішувальному барабані та подавали в плавильну установку для подальшого переплавлення. Шихтову суміш завантажували у зазор між графітовим електродом і стінкою тигля. Процес ініціювали електричною дугою, після чого, у міру плавлення шихти, до тигля додавали нові порції матеріалу. Після повного переплавлення всієї кількості шихти, передбаченої для даної плавки, шлакову ванну витримували під струмом протягом заданого часу.

ОБГОВОРЕННЯ РЕЗУЛЬТАТІВ

У процесі плавки відновлення ванадію з його оксидів алюмінієм відбувається безпосередньо в об'ємі шлакової ванни. Відновлений ванадій розчиняється в алюмінії з утворенням сплаву, що характеризується вищими температурою плавлення та густиною порівняно з чистим алюмінієм [21, 22]. Краплі металу в шарі рідкого шлаку поступово осідають на дно тигля, формуючи металеву ванну [22]. Завдяки додатковому підведенню електричної енергії електрошлаковий процес забезпечує перебіг відновлення з контрольованою швидкістю та одночасно підтримує рідкий стан шлакової ванни, об'єм якої поступово збільшується.

Під час відпрацювання технології було здійснено дві серії дослідно-промислових плавки, під час

Таблиця 1. Склад шихти дослідних плавок, %

Плавка	V ₂ O ₅	Al	Fe	CaO	CaF ₂
1, 2	46,30	22,5	7,6	19,3	4,20
3, 4, 5, 6	46,27	19,2	7,4	24,4	2,50
7, 8, 9	48,65	20,3	7,8	20,3	2,90
10, 11, 12	46,75	22,1	7,5	20,7	2,85

Таблиця 2. Хімічний склад металу першої серії плавок, %

Плавка	V	Fe	Al	Si	C	Mn	Ti
1, 2	55	32,5	7,1	2,2	1,15	0,68	0,3
3, 4	65	29,3	1,4	1,0	1,40	0,50	0,2

яких змінювали склад шихти (табл. 1) та параметри процесу з метою визначення базових технологічних режимів, що забезпечують заданий результат.

Перша серія складалася з чотирьох експериментальних плавок (1–4), які виконували за схемою підключення джерела живлення: мінус — на основному електроді, плюс — на донному електроді (рис. 2). Плавильний тигель всередині був футерований глиноземом, а донний електрод виготовлений із графіту. Під час експериментів технологічні параметри коригували з метою стабілізації перебігу процесу та отримання сплаву цільового складу. Склад шихти, використаної в експериментальних плавках, наведено в табл. 1, а хімічний склад отриманого металу — в табл. 2.

Аналіз хімічного складу металу, отриманого в першій серії дослідно-промислових плавок, засвідчив підвищений порівняно з вимогами [11] вміст вуглецю в сплаві. Це зумовлено взаємодією ванни рідкого металу з матеріалом донного електрода у процесі плавки. У зв'язку з цим було прийнято рішення модернізувати подовий електрод і замінити тип футерівки плавильного тигля, оскільки експериментальна футерівка на основі глинозему виявила низьку стійкість за умов проведення процесу.

Наступну серію дослідних плавок (5–12) проводили в модернізованому тиглі з футерівкою з вогнетривкої магнезитової цегли та сталевим подовим електродом. Полярність джерела живлення

була змінена на зворотну. У ході експериментів коригували склад шихтової суміші з метою її оптимізації з урахуванням перебігу процесу та результатів аналізу хімічного складу сплаву, отриманого під час плавки (табл. 1).

Хімічний склад ферованадію, отриманого в модернізованому тиглі під час дослідних плавок другої серії, наведено в табл. 3. Зміна конструкції подового електрода дала змогу досягти цільового вмісту вуглецю в сплаві. Магнезитова футерівка продемонструвала значно вищу стійкість порівняно з попереднім варіантом.

Останні три плавки (10–12, табл. 1) проводили як контрольні з метою перевірки відтворюваності процесу. Плавки здійснювали з підтриманням сталого електричного режиму на всіх етапах процесу (струм 900 А, напруга 38 В). Отримані результати підтвердили, що встановлені в ході експериментів параметри технології забезпечують стабільне одержання сплаву заданого хімічного складу. Під час кожної контрольної плавки в середньому одержували 7,15 кг ферованадію та 15,9 кг шлаку; при цьому втрати внаслідок випаровування становили близько 0,55 кг. Вилучення ванадію в метал досягло 85...90 %.

Слід зазначити, що ступінь вилучення ванадію в метал значною мірою залежить від тривалості витримки шлакової ванни під струмом після повного проплавлення шихтової суміші. Така витримка створює умови для більш повного перебігу відновних процесів і сприяє ефективнішому розділенню основних продуктів плавки — металеві та шлакової фаз. Швидкість руху крапель металу в об'ємі рідкого шлаку істотно залежить від їх розміру, густини та фізико-хімічних властивостей шлаку. Лабораторні дослідження показали, що частина дрібних крапель металу може залишатися в об'ємі шлаку [22]. Під час витримки під струмом температура шлакової ванни підтримується на високому рівні, а шлак залишається достатньо рідким, що сприяє більш повному відновленню ванадію та розділенню продуктів плавки. У ході експериментів було досліджено вплив тривалості витримки на вилучення ванадію зі шлаку та, відповідно, на його концентрацію в сплаві (рис. 3). За

Таблиця 3. Хімічний склад металу другої серії плавки, %

Плавка	V	Al	Si	Cr	Mn	Fe	C
5	59,99	2,98	0,75	0,68	1,11	33,24	0,59
6	63,09	2,16	0,78	0,55	2,54	29,71	0,42
7, 8, 9	56,60	2,30	1,5	3,40	2,90	32,10	0,30
10, 11, 12	68,70	1,80	1,0	0,20	0,09	27,80	→→

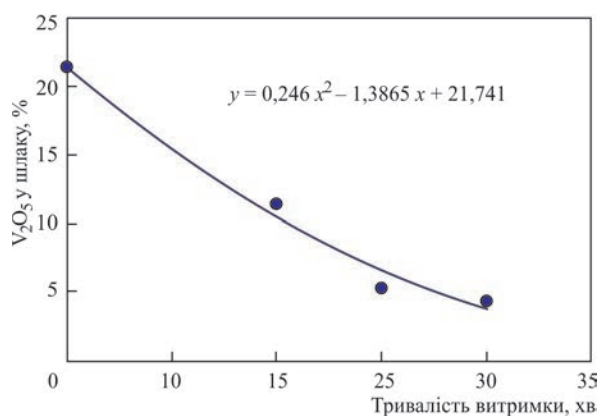


Рис. 3. Вплив тривалості витримки шлакової ванни під струмом на залишковий вміст оксиду ванадію у шлаку

тривалості витримки 10 хв залишковий вміст V₂O₅ у шлаку становив 11,36 %, при 15 і 20 хв — відповідно 5,11 і 4,36 %. Для порівняння, після плавлення без витримки кінцевий вміст V₂O₅ у шлаку досягав 21,57 %.

За результатами експериментальних плавок визначено раціональний електричний режим та інші параметри технології, які забезпечують стабільне виробництво феросплавів марок FeV50 та FeV60 (10–12, табл. 3).

ВИСНОВКИ

1. Промислові дослідження виробництва ферованадію електроалюмінотермічним методом в електрошлаковому процесі з використанням хімічно збагачених ванадійвмісних відходів показали, що відновлення оксидів ванадію в рідкому шлаку за регульованого підведення додаткової електричної енергії забезпечує контрольовану інтенсивність та стабільний перебіг процесу. Крім того, електрошлаковий процес характеризується високою ефективністю розділення продуктів плавлення та має значний потенціал для залучення до складу шихти різноманітних промислових відходів з метою зниження виробничих витрат.

2. Встановлено, що за використання джерела постійного струму оптимальним є підключення схеми живлення з позитивним потенціалом на основному електроді та сталим електричним режимом на всіх етапах процесу.

3. У ході досліджень адаптовано до конкретних промислових умов виробництва зварювальних електродів технологію отримання ферованадію з вмістом ванадію 50...60 % із використанням техногенних відходів у складі шихти. Ступінь вилучення ванадію в сплав під час дослідних плавок становив 85...90 %, причому тривалість витримки шлакової ванни під струмом після повного проплавлення шихти суттєво впливає на цей показник.

Зі збільшенням часу витримки спостерігалось зниження залишкового вмісту оксиду ванадію в шлаку від 21,57 % без витримки до 4,36 % за витримки протягом 20 хв.

СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ/REFERENCES

1. Simandl, G.J., Paradis S. (2022) Vanadium as a critical material: Economic geology with emphasis on market and the main deposit types. *Applied Earth Sci.*, 131(4), 218–236. DOI: <https://10.1080/25726838.2022.2102883>.
2. (2020) *European Commission*. Critical raw materials resilience: Charting a path towards greater security and sustainability: Communication from the Commission to the Council, the European Parliament, the European Economic and Social Committee and the Committee of the Regions — Commission of the European Communities — COM 474, Document 52020DC0474.
3. Huang, R., Wang, J., Liu, S. et al. (2021) Non-precious transition metal based electrocatalysts for vanadium redox flow batteries: Rational design and perspectives. *J. of Power Sources*, 515, 230640. DOI: <https://10.1016/j.jpowsour.2021.230640>
4. Rappleye, D., Haun, R. (2021) Production of pure vanadium: industry review and feasibility study of electron beam melt refining of V–Al alloys. *J. of Sustainable Metallurgy*, 7, 755–766. DOI: <https://10.1007/s40831-021-00407-6>
5. Lee J., Kurniawan, Kim, E., Chung K.W. et al. (2021) A review on the metallurgical recycling of vanadium from slags: towards a sustainable vanadium production. *J. of Materials Research and Technology*, 12, 343–364. DOI: <https://10.1016/j.jmrt.2021.02.065>
6. Sahoo, P.K., Kim, K., Powell, M.A., Equeenuddin, S.M. (2016) Recovery of metals and other beneficial products from coal fly ash: A sustainable approach for fly ash management. *Inter. J. of Coal Sci. & Technol.*, 3, 267–283. DOI: <https://10.1007/s40789-016-0141-2>
7. Rappleye, D., Haun, R. (2021) Production of pure vanadium: Industry review and feasibility study of electron beam melt refining of V–Al alloys. *J. of Sustainable Metallurgy*, 7, 755–766.
8. Navarro, R., Guzman, J., Saucedo, I. et al. (2007) Vanadium recovery from oil fly ash by leaching, precipitation and solvent extraction processes. *Waste Management*, 27, 425–438. DOI: <https://10.1016/j.wasman.2006.02.002>
9. Wang, G., Diao, J., Liu, L. et al. (2019) Highly efficient utilization of hazardous vanadium extraction tailings containing high chromium concentrations by carbothermic reduction. *J. of Cleaner Production*, 237, 117832. DOI: <https://10.1016/j.jclepro.2019.117832>
10. Petranikova, M., Tkaczyk, A.H., Bartl, A. et al. (2020) Vanadium sustainability in the context of innovative recycling and sourcing development. *Waste Management*, 113, 521–544. DOI: <https://10.1016/j.wasman.2020.04.007>
11. Gasik, M., Dashevskii, V., Bizhanov, A. (2020) *Metallurgy of ferrovanadium. Ferroalloys. Topics in mining, metallurgy and materials engineering*. Cham, Springer, 247–272. DOI: https://10.1007/978-3-030-57502-1_10
12. Wenfang, G., Zhi, S., Hongbin, C. et al. (2020) Economic evaluation of typical metal production process: A case study of vanadium oxide production in China. *J. of Cleaner Production*, 256, 120217. DOI: <https://10.1016/j.jclepro.2020.120217>
13. Shyrokykh, T., Neubert, L., Volkova, O., Sridhar, S. (2023) Two potential ways of vanadium extraction from thin film steelmaking slags. *Processes*, 11(6), 1646. DOI: <https://10.3390/pr11061646>

14. Wang, L., Teng, L., Chou, K.-C., Seetharaman, S. (2013) Determination of vanadium valence state in CaO–MgO–Al₂O₃–SiO₂ system by high-temperature mass spectrometry. *Met. Mater. Transact. B*, **44**, 948–953.
15. Xie, X., Liu, C., Qiu, J. et al. (2026) Phase equilibrium study of CaO–Al₂O₃–VO_x slag system under argon atmosphere at 1600 °C. *Metall. Mater. Transact. B*, **57**, 680–692. DOI: <https://10.1007/s11663-025-03878-0>
16. Swinbourne, D.R., Richardson, T., Cabalreja, F. (2016) Understanding ferrovanadium smelting through computational thermodynamics modeling. *Mineral Proc. and Extractive Metallurgy*, **125**(1), 45–55. DOI: <https://10.1179/1743285515Y.0000000019>
17. Yuan, R., Li, S., Che, Y. et al. (2021) A critical review on extraction and refining of vanadium metal. *Inter. J. of Refractory Metals and Hard Materials*, **101**, 105696. DOI: <https://10.1016/j.ijrmhm.2021.105696>
18. Yang, B., He, J., Zhang, G., Guo, J.B. (2021) Ferrovanadium. Vanadium. *Elsevier*, 243–266. DOI: <https://10.1016/B978-0-12-818898-9.00010-3>
19. Kostetskyi, Yu., Polishko, G., Pedchenko, Ye. et al. (2023) Features of the process of obtaining ferrovanadium under conditions of electroslag melting. In: *Proc. of 32nd Inter. Conf. on Metallurgy and Materials METAL 2023, Brno, Czech Republic*, 69–76. DOI: <https://10.37904/metal.2023.4629>
20. Jerebtsov, D.A., Mikhailov, G.G. (2001) Phase diagram of CaO–Al₂O₃ system. *Ceramics Inter.*, **27**(1), 25–28. DOI: [https://10.1016/S0272-8842\(00\)00037-7](https://10.1016/S0272-8842(00)00037-7)
21. Okamoto, H. (2012) Al–V (Aluminum–Vanadium). *J. Phase Equilib. Diffus.*, **33**, 491. DOI: <https://10.1007/s11669-012-0090-4>
22. Kostetsky, Yu.V., Pedchenko, E.O., Vdovin, M.O. et al. (2024) Production of ferrovanadium under the conditions of electroslag melting. *Suchasna Elektrometalurhiya*, **4**, 11–17. DOI: <https://10.37434/sem2024.04.02>

PRODUCTION OF FERROVANADIUM FROM ENRICHED VANADIUM-CONTAINING TECHNOGENIC WASTE USING THE ELECTROSLAG PROCESS

Yu.V. Kostetskyi, M.O. Vdovin

E.O. Paton Electric Welding Institute of the NAS of Ukraine.

11 Kazymyr Malevykh Str., 03150, Kyiv, Ukraine

ABSTRACT

Experimental research was carried out to optimize the technology of industrial ferrovanadium production by the electroaluminothermic method under electroslag melting conditions using chemically enriched vanadium-containing industrial waste. The pilot melts were performed using a modified industrial OV-1901 unit with a direct current power source. During the melting process, vanadium oxides are reduced directly in the slag layer with controlled supply of additional electric energy, regulating the intensity of the reduction process and enabling the production of a ferroalloy with a specified vanadium content. During the experiments, the charge composition and process parameters were varied to determine the basic process conditions that ensure stable production of FeV50 and FeV60 ferroalloy grades intended for manufacturing of welding electrodes. The vanadium recovery rate into the alloy during pilot melts was 85...90 %. With a direct current source, the optimal configuration is to connect the power supply with the main electrode at a positive potential. The influence of the duration of holding the slag pool under current after complete melting of the charge on the residual vanadium oxide content in the slag and the degree of vanadium recovery into the alloy was determined. With increased holding time, the residual V₂O₅ content in the slag decreased from 21.57 % without holding to 4.36 % after 20 minutes of holding. The results obtained confirm the feasibility of using technogenic waste for ferrovanadium production and indicate the prospects for further optimization of technological parameters to increase vanadium recovery efficiency and to improve the economic indicators of the process. 22 Ref., 3 Tabl., 3 Fig.

KEYWORDS: ferrovanadium, electroslag melting, aluminothermic reduction, vanadium-containing waste

ORCID

Ю.В. Костецький — <https://orcid.org/0000-0003-0742-0684>, М.О. Вдовін — <https://orcid.org/0009-0007-4848-4154>

КОНФЛІКТ ІНТЕРЕСІВ

Автори заявляють про відсутність конфлікту інтересів

АВТОР ДЛЯ ЛИСТУВАННЯ

Ю.В. Костецький

ІЕЗ ім. Є.О. Патона НАН України. 03150, м. Київ, вул. Казимира Малевича, 11.

E-mail: y.kostetsky@paton.kiev.ua

РЕКОМЕНДОВАНЕ ЦИТУВАННЯ

Ю.В. Костецький, М.О. Вдовін (2026) Виробництво ферованадію зі збагачених ванадійвмісних техногенних відходів електрошлаковим процесом. *Сучасна електрометалургія*, **01**, 11–16. DOI: <https://doi.org/10.37434/sem2026.01.02>

ГОЛОВНА СТОРІНКА ЖУРНАЛУ

<https://patonpublishinghouse.com/ukr/journals/sem>

Отримано 06.02.2026

Отримано у переглянутому вигляді 10.02.2026

Затверджено до друку 31.03.2026

Оприлюднено 14.04.2026