

С. М. ТІМОШЕНКО

Державний вищий навчальний заклад  
«Донецький національний технічний університет»  
[serhii.timoshenko@donntu.edu.ua](mailto:serhii.timoshenko@donntu.edu.ua)

## ПІДВИЩЕННЯ ЕНЕРГОЕФЕКТИВНОСТІ ДУГОВОЇ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЇ ПЕЧІ ШЛЯХОМ ВДОСКОНАЛЕННЯ СИСТЕМИ АСПІРАЦІЇ ТА РЕЦИКЛІНГУ ПЛАВИЛЬНОГО ПИЛУ

Дугова сталеплавильна піч (ДСП) розглядається як основа перспективних мікрометалургійних комплексів України з гнучкою виробничою програмою. Актуальним є підвищення енергоефективності печі що, у вирішальній мірі залежить від втрат теплоти (до 12-20 % введеної енергії) і заліза (до 20-22 кг/т сталі) з пилогазовим середовищем через недоліки, властиві системі аспірації ДСП в порівнянні з конвертером. Метою роботи є зниження втрат теплоти й заліза з пилогазовим середовищем та рециклінг плавильного пилу. Методика досліджень полягає в чисельному моделюванні нових рішень щодо аспірації ДСП та рідкофазного відновлення заліза. Розроблено та обгрунтовано концепцію й базові рішення системи розосередженої аспірації та рідкофазного процесу вуглецевотермічного відновлення залізовмісних відходів в теплогенеруючій шлаковій ванні електричної печі опору з подовими електродами. Експериментально встановлено, що при збільшенні аспіраційної поверхні, її розподілу між центральною і периферійною частинами зводу та наближенні до області проходу електродів забезпечується зниження неорганізованих викидів в електродні зазори на 40 % та притоку повітря в робоче вікно на 10 %. Моделювання теплового стану горна з рідким чавуном під шаром шлаку, в якому виділяється теплота Джоуля, показало необхідність примусового перемішування ванни за умов, що множник, враховуючий вплив конвекції на коефіцієнт стаціонарної теплопровідності в шлаковій ванні, становить не менш 2,7. Експериментально визначено витрати електроенергії 2,12–2,29 кВт·г/кг металізованого продукту, що відповідає кращому закордонному аналогу «ITmk3». Оцінка очікуваного економічного ефекту розробок в умовах 120-т ДСП тільки за рахунок зниження втрат заліза з плавильним пилом в системі розосередженої аспірації складає близько 5 млн. грн на рік.

**Ключові слова:** дугова сталеплавильна піч, система аспірації, залізовмісні відходи, плавно-відновний процес, енергоефективність

**Постановка проблеми.** Дугові сталеплавильні печі (ДСП) забезпечують виплавку близько третини світового виробництва сталі, поступаючись тільки конвертерному процесу. Отримання рідкого напівпродукту в ДСП в рамках сучасної двохстадійної технології з позапічним доведенням до заданої марки сталі вважається енергоємним і потребує питомої витрати 480–550 кВт·г/т. Енергоефективність ДСП у вирішальній мірі обумовлена втратами теплоти й заліза при аспірації пилогазового середовища (ПГС). З іншого боку, накопичення плавильного пилу та інших залізовмісних відходів стає дедалі нагальною проблемою економіки та екології. Тому актуальним є пошук маловитратних шляхів підвищення енергоефективності ДСП за рахунок зниження емісії ПГС та відновлення заліза з техногенних відходів з рециклінгом металізованої сировини у якості вихідної шихти.

**Аналіз останніх досліджень і публікацій.** Утворення ПГС є наслідком роботи засобів інтенсифікації плавки (комбіновані надзвукові кисневі фурми-пальники), притока повітря в робочий простір, згоряння домішок органіки в шихті, окислення електродів [1]. З перерахованих джерел найбільш суттєвими є перші два. Середні в технологічному циклі витрати та температура організованого потоку ПГС в робочому просторі ДСП становлять 250–450 м<sup>3</sup>/т (за нормальних умов) і 1100–1200 °С, відповідно.

Неорганізовані викиди ПГС у кількості до 10–15 % загальної витрати з температурою зовні печі до 80–120 °С [1], виникають при завантаженні ДСП, коли робочий простір не накрито зводом, а також впродовж технологічного циклу через кільцеві електродні зазори у зводі. Локалізувати їх складно в силу віддаленості аспіраційного отвору, розташованого традиційно на периферії зводу, та неконтрольованого розширення зазорів внаслідок зносу вогнетрива.

Джерелами пилоутворення в ДСП є випаровування металу та подальше окислення в зоні дуг; розбрикування й окислення розплаву при надзвуковій продувці киснем з виносом пилу в потоках газу. За хімічним складом плавильний пил є окисною фазою, що містить Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, FeO, CaO, SiO<sub>2</sub>, MgO, MnO, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, є переважно мелкодисперсною (20 мкм), з окремими частинками до 500 мкм [2]. Загальна питома маса пилу і бризок в технологічному циклі становить в середньому 2–3 і збільшується до 50–70 г/м<sup>3</sup> (за нормальних умов) при роботі засобів інтенсифікації плавки [1]. Частина бризок викидаються в атмосферу через електродні зазори.

В ДСП аспірація ПГС, в силу особливостей гідромеханіки робочого простору, супроводжується суттєвими втратами теплоти й заліза: до 12–20 % введеної енергії і до 20–22 кг/т відповідно [1], що перевищує показники конвертерного виробництва й потребує аналізу. Попередньо, певний вплив має співвідношення площ перерізу аспіраційного газоходу і ванни, що в ДСП значно менше, ніж в конвертері, при порівнянній продуктивності агрегатів. Даний фактор сприяє підвищенню швидкості та транспортних можливостей газового потоку.

Розробки енергоефективної системи аспірації ДСП ґрунтуються на збільшенні й розосередженні аспіраційної поверхні з метою зменшення швидкості пилогазового потоку в робочому просторі печі [3].

Потреба в утилізації і рециклінгу плавильного пилу ДСП та інших техногенних залізовмісних відходів є світовою і спричинила розробку в останні 10 років низки технологічних процесів їх утилізації з одержанням металізованої сировини, як альтернативної традиційному скрапу шихти. Найбільш ефективними є «ITmk-3» компанії «Midrex Technologies» (США, Японія) і «OxyCup» компанії «Kuttner GmbH KG» (ФРН).

Процес «ITmk3» [4] передбачає вуглецевотермічне відновлення тонкого слою окатишів вихідної сировини у печі з обортовим подом. Окатиші із суміші металовмісних відходів, низькосортного вугілля і зв'язуючого нагрівають газо-повітряними пальниками до 1350–1450 °С з використанням теплоти допалення СО. Залізо відновлюється, плавиться і кристалізується протягом 10–15 хвилинного циклу. На виході з печі отримують гранули чавуну «nuggets» з вмістом заліза 95–97 %. Витрата енергії становить 13,5 ГДж/т продукту. Найбільша установка «ITmk3» річної продуктивністю 500 тис. т працює в компанії «Mesabi Nugget Delavare» (США).

Рідкофазний вуглецевотермічний процес «OxyCup» [5] полягає в плавленні і відновленні в шахтній печі брикетів, що містять техногенні залізовмісні відходи, відновник у вигляді коксового дріб'язку, вапно в якості флюсу і зв'язуюче. Продуктом є рідкий чавун з вмістом вуглецю до 4 %. Витрати дуття і коксового дріб'язку на 1 т чавуну складають 1100–1200 м<sup>3</sup> (за нормальних умов) і 200–300 кг, відповідно, тривалість процесу 1,5 години. Промислові установки «OxyCup» працюють на заводах компаній «ThyssenKrupp Steel» (ФРН) та TISCO (КНР) річної продуктивністю 165 та 600 тис. т, відповідно.

Недоліками розглянутих технологій є залежність від природного газу для опалення печі і високий, за умов прийнятного терміну окупності, нижній річний поріг продуктивності в 200 тис.т («ITmk3»), а також енергоємний процес виробництва вихідних брикетів («OxyCup») та окатишів («ITmk3»).

На металургійних заводах України запаси залізовмісних відходів, складованих з економічними та екологічними витратами, оцінюють понад 70 млн. т (виробництво сталі в 2020 р. склало 18 млн т), з яких близько третини придатні до утилізації [6]. Бракує маловитратного методу їх рециклінгу в умовах виробництва.

Розвиток сталевих ринку України передбачає створення сучасних мікрометалургійних комплексів з гнучкою виробничою програмою на основі дугової печі [7], що робить вкрай актуальною проблему підвищення енергоефективності ДСП.

**Мета досліджень** – підвищення енергоефективності ДСП шляхом зменшення втрат теплоти й заліза з пилогазовим середовищем та рециклінга плавильного пилу й інших залізовмісних техногенних відходів шляхом відновлення й одержання металізованої сировини.

**Методика досліджень** – чисельне моделювання процесів аспірації в ДСП і рідкофазного вуглецевотермічного відновлення залізовмісних відходів в теплогенеруючій шлаковій ванні електричної печі з подовими електродами.

**Основний матеріал досліджень.** Аналіз систем аспірації ДСП і конвертера (рис. 1, табл. 1) показує, що конструктивні обмеження площі аспіраційного газоходу ДСП зумовлюють більш високу, ніж в конвертері швидкість газового потоку і втрати теплоти з ПГС, а електродні зазори в зводі і робоче вікно сприяють підвищеному рівню неорганізованих викидів ПГС і втрат енергії на нагрів притоку холодного повітря.

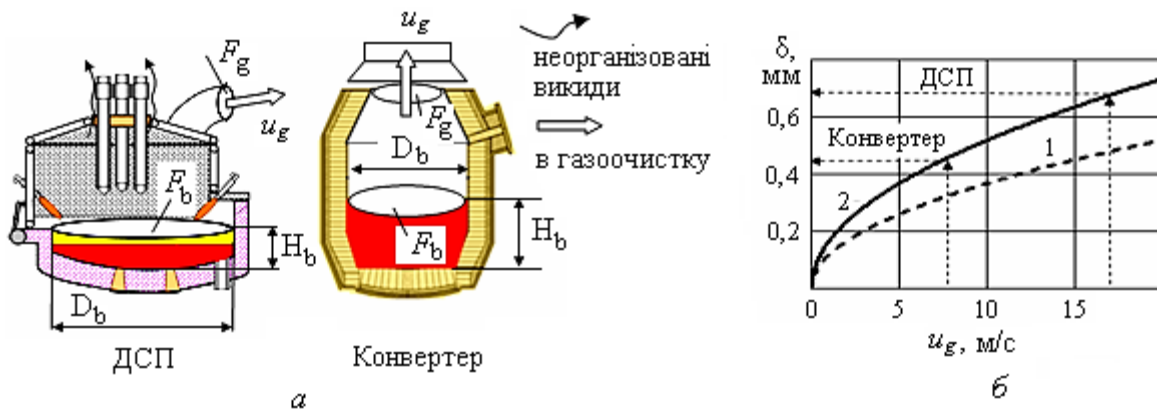


Рисунок 1 - Геометричні параметри ДСП і конвертера (а). Залежність (б) розміру частинок пилу, що виносяться  $\delta$ , від швидкості газового потоку  $u_g$  при температурі 200 °С (1), 1500 °С (2). Позначення – в табл. 1.

Із балансу сили тяжіння і аеродинамічної сили опору, приведений діаметр частинок плавильного пилю  $\delta$  (м), які виносяться в газовому потоці з середньою швидкістю  $u_g$  (м/с) становить:

$$\delta = \psi \sqrt{18 u_g \eta_g / (g(\rho_d - \rho_g))} \quad (1),$$

де  $\rho_d, \rho_g$  – щільність плавильного пилю і газового середовища в робочих умовах, відповідно (кг/м<sup>3</sup>);  $\psi$  – коефіцієнт масовості паріння частинок, прийнятий 0,8;  $\eta_g$  – коефіцієнт динамічної в'язкості газу (Н·с/м<sup>2</sup>);  $g$  – прискорення сили тяжіння (м/с<sup>2</sup>).

Швидкість газового потоку на вході в аспіраційний газохід оцінювали виходячи з емісії ПГС при характерній питомій витраті кисню 5 м<sup>3</sup>/(т·хв) для конвертера [8] і 42 м<sup>3</sup>/т для ДСП (за нормальних умов), такого ж порядку величини притоку повітря [1], тривалості продувки в обох випадках 20 хв. і геометричних параметрах робочого простору, наведених в табл. 1. Згідно з оцінками, газодинамічні умови в ДСП дозволяють виносити з печі частинки в 1,2–1,5 рази важчі, ніж з конвертера (рис. 1, б), і цей показник збільшується з ростом температури. Розрахунковий діаметр частинок добре корелює з експериментальними даними [2]. Дана обставина, очевидно, є однією з причин більш низького виходу придатного в ДСП (табл. 1). Підвищені втрати теплоти при аспірації в ДСП обумовлені притоком холодного повітря в робоче вікно, відсутнє у конвертері.

Таблиця 1 – Геометричні параметри робочого простору агрегата та втрати енергії і заліза

Геометричні та технологічні параметри агрегата	ДСП				Конвертер
	Завод, де встановлено агрегат (компанія – виробник агрегату)				
	ПП «ДЕМЗ», Донецьк, Україна. («Danieli»)	ПАТ «НСМЗ», Ревда, РФ. («Siemens– VAI»)	ПАТ «НМЗ», Краматорськ, Україна. («НМЗ»)	ТОВ «Електро- сталь», Курахове, Україна. («STB»)	ПАТ «Север- сталь», Череповець, РФ. («Siemens– VAI»)
Місткість, т	120	120	50	50	350
Площа газо- видалення $F_g$ , м <sup>2</sup>	2,27	2,11	1,26	1,08	16,1
Площа ванни $F_b$ , м <sup>2</sup>	23,8	25,5	13,8	14,3	35,2
$F_g / F_b$	0,095	0,083	0,091	0,075	0,46
$D_b / H_b$	4,5–6				0,9
Швидкість потоку ПГС $u_g$ , м/с	17,2	18,5	17,8	20,8	8,2
Вихід придатного, % [джерело даних]	86[9], 83–88 [10]				89–92 [8]
Частка теплоти, виносимой з ПГС, в енергобалансі, % [джерело даних]	14–20 [1, 11]				8–10 [8]

Попередній аналіз на основі даних табл. 1 показав, що рух ПГС в робочому просторі ДСП носить турбулентний характер: число Рейнольдса становить близько  $9 \cdot 10^4$ . ПГС, навіть при максимальній запиленості 60 г/м<sup>3</sup>, можна, з певними припущеннями, вважати однокомпонентним середовищем, оскільки масова доля твердих частинок не перевищує 5 %.

Моделювання системи аспірації ДСП проводили чисельно в пакеті прикладних програм «CosmosFloWorks» шляхом рішення керуючих рівнянь нерозривності (2), балансу імпульсу, (3), k-ε моделі турбулентності (4), (5).

$$\nabla \cdot (\rho \vec{u}) = 0 \quad (2)$$

$$\rho (\vec{u} \cdot \nabla) \vec{u} = \nabla \cdot [-p \vec{I} + (\eta + \eta_T)(\nabla \vec{u} + (\nabla \vec{u})^T)] + \vec{F} \quad (3)$$

$$\rho \vec{u} \cdot \nabla k = \nabla \cdot \left[ \left( \eta + \frac{\eta_T}{\sigma_k} \right) \cdot \nabla k \right] + \eta_T \cdot P(\vec{u}) - \rho \epsilon; \quad (4)$$

$$\rho \vec{u} \cdot \nabla \varepsilon = \nabla \cdot \left[ \left( \eta + \frac{\eta_T}{\sigma_\varepsilon} \right) \cdot \nabla \varepsilon \right] + C_{\varepsilon 1} \varepsilon \eta_T \cdot \frac{P(\vec{u})}{k} - C_{\varepsilon 2} \rho \cdot \frac{\varepsilon^2}{k}; \quad (5),$$

де  $\rho$  – щільність середовища;  $\vec{u}$  – вектор швидкості;  $p$  – тиск;  $\vec{I}$  – одиничний тензор;  $\tau = \eta(\nabla \vec{u} + (\nabla \vec{u})^T)$  – тензор напружень;  $\vec{F}$  – щільність об'ємних сил;  $\eta$  – коефіцієнт динамічної в'язкості середовища;  $P(\vec{u}) = \nabla \vec{u} / (\nabla \vec{u} + (\nabla \vec{u})^T)$ ;  $\eta_T = \rho C_\mu k^2 / \varepsilon$  – ефективна турбулентна в'язкість;  $k$  – турбулентна кінетична енергія;  $C_\mu, C_{\varepsilon 1}, C_{\varepsilon 2}, \sigma_k, \sigma_\varepsilon$  – емпіричні сталі;  $\varepsilon$  – дисипація турбулентної енергії.

Моделювали газодинаміку робочого простору 120-т ДСП – типового агрегату в основі низки міні-заводів світу. Загальний вигляд і основні розміри розрахункових моделей наведено на рис. 2. В рамках даного дослідження були порівняні традиційна система аспірації з коліно-подібним витяжним газоходом (рис. 2, а) і система розосередженої аспірації зі зводовою камерою навколо електродів (рис. 2, б).

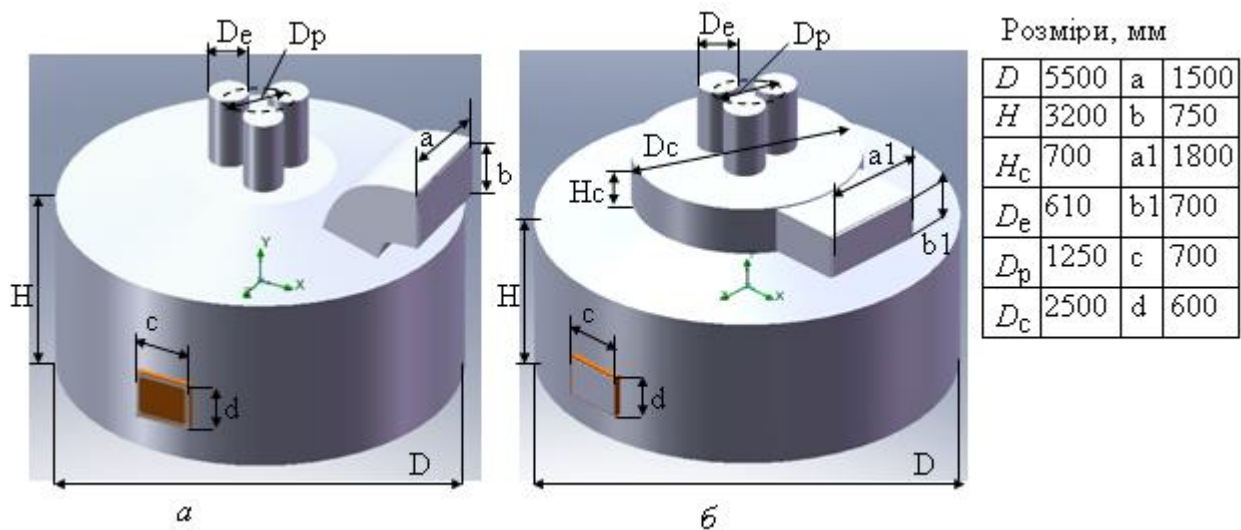


Рисунок 2 – Розрахункові моделі 120-т ДСП з традиційною системою газовидалення (а) і системою розосередженої аспірації (б)

Особливості систем аспірації з робочого простору ДСП, обмеженого корпусом 1, зводом 2 і ванною 3 пояснюються рис. 3. Традиційна система (рис. 3, а) передбачає газовидалення через коліноподібний витяжний газохід 4. Площа перерізу газоходу, розташованого традиційно на периферії зводу, обмежена конструктивами печі, що робить систему локальною за принципом відбору ПГС. Газодинаміка робочого простору характеризується підвищеним рівнем швидкості пилогазових потоків, що призводить до зростання неорганізованих викидів через електродні зазори 5 й притоку повітря в піч через робоче вікно 6. Наслідком є підвищені втрати теплоти через ентальпію ПГС і заліза з плавильним пилом.

В системі розосередженої аспірації (рис. 3, б) реалізовано принципи наближення витяжного газоходу до області електродних кільцевих зазорів і збільшення аспіраційної поверхні при її розосередженні. З цієї метою в області проходу в піч електродів 7 виконана зводова камера 8 з витяжним газоходом 4. Розрідження в системі аспірації через витяжний газохід 4 і камеру 8 перешкоджає неорганізованим викидам в електродні зазори 5, а канал 9 із периферії підзводового простору в витяжний газохід 4, дозволяє в певній мірі реалізувати принципи розосередженого газовидалення при мінімальних конструктивних змінах печі.

Моделювання виконано при наступних припущеннях: режим турбулентний; процес стаціонарний; склад газу постійний і за теплофізичними параметрами відповідає повітрю; середовище однокомпонентне; рух середовища викликано розрідженням у витяжному газоході; джерела газу в печі: колодязь під електродами, рідка ванна і приток повітря в робоче вікно; теплообмін газу з витяжним газоходом відсутній.

При побудові моделі додатково враховували теплову конвекцію, задавали поле сили тяжіння, вводили умовну камеру над піччю, в яку надходять неорганізовані викиди через електродні зазори, подрібнювали розрахункову сітку в вузьких каналах.

У період плавлення на умовній поверхні дна колодязя (що проплавляють в шихті електроди) діаметром 2,8 м на горизонті робочого вікна задана інтенсивність газоутворення 4,5 кг/с, температура газу 1823 К і нормальний тиск. Параметри забезпечуються роботою газо-кисневих пальників загальною тепловою потужністю 30 МВт, окисленням вуглецю і органіки шихти.



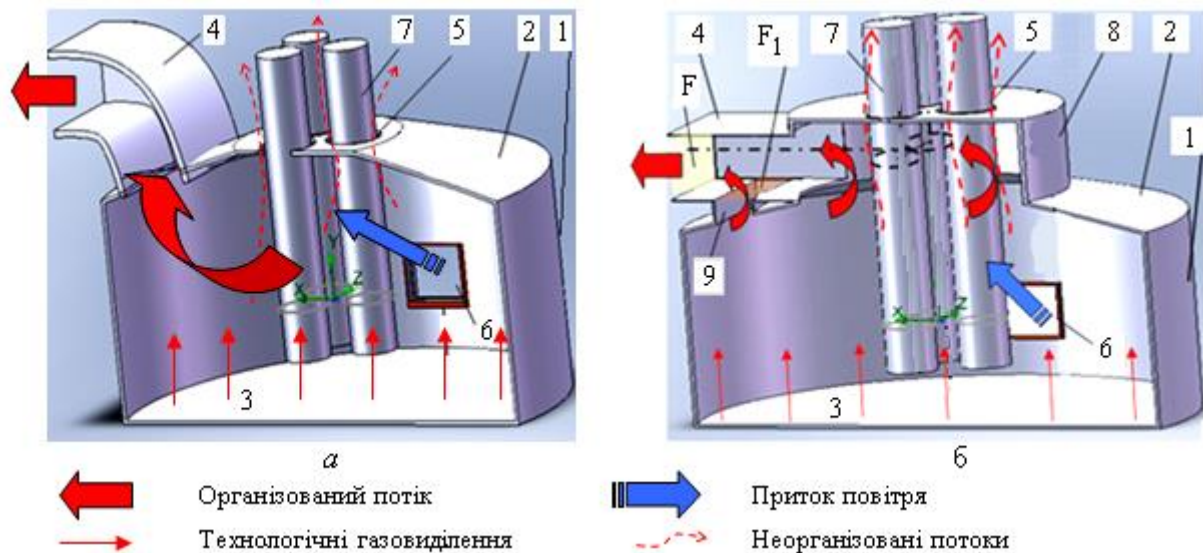


Рисунок 3– Схеми традиційної системи аспірації (а) і системи розосередженої аспірації (б).  
Позначення – в тексті

У період нагріву ванни на її поверхні задана інтенсивність газоутворення  $2,5 \text{ кг/с}$ , температура газу  $1873 \text{ К}$  і нормальний тиск. Параметри відповідають витраті кисню в надзвучовій фурмі  $7000 \text{ м}^3/\text{год}$  (за нормальних умов). У вихідному перерізі витяжного газоходу задано розрідження в межах  $\Delta p = 10\text{--}50 \text{ Па}$  і температура газу  $1273 \text{ К}$ . Ширина кільцевих електродних зазорів  $b = 40 \text{ мм}$ .

В результаті розрахунків отримано поля швидкостей, тисків і температур газового потоку в печі. На поле швидкостей за допомогою опції пакету прикладних програм накладали потік частинок плавильного пилу, що генерується в період плавлення, згідно з розрахунковою моделлю, дном колодязя під електродами, а в період нагріву - поверхнею ванни. Інтенсивність пилоутворення і середній розмір частинок:  $0,2 \text{ кг/с}$  та  $100 \text{ мкм}$  та  $0,04 \text{ кг/с}$  та  $10 \text{ мкм}$  в періоди плавлення і нагріву, відповідно; щільність частинок  $3 \text{ г/см}^3$ , згідно з даними [1,2]. Число умовних частинок пилу для дослідження їх поведінки в робочому просторі прийнято 100; їх швидкість і температура «прив'язані» до відповідних параметрів потоку.

Моделювання системи розосередженої аспірації виконано за умов, що додатковий канал з'єднує витяжний газохід з периферією підзводового простору на середині відрізка радіуса між колами корпусу печі і зводової камери і має площу перерізу, рівну  $0,5$  площі перерізу витяжного газохода. Аспіраційна поверхня в системі розосередженої аспірації таким чином збільшується в  $1,7$  рази (рис. 2). Результати розрахунків поля швидкості з візуалізацією руху ПГС треками частинок плавильного пилу для варіантів традиційної і розосередженої аспірації в період плавлення і період нагріву рідкої ванни наведено на рис. 4.

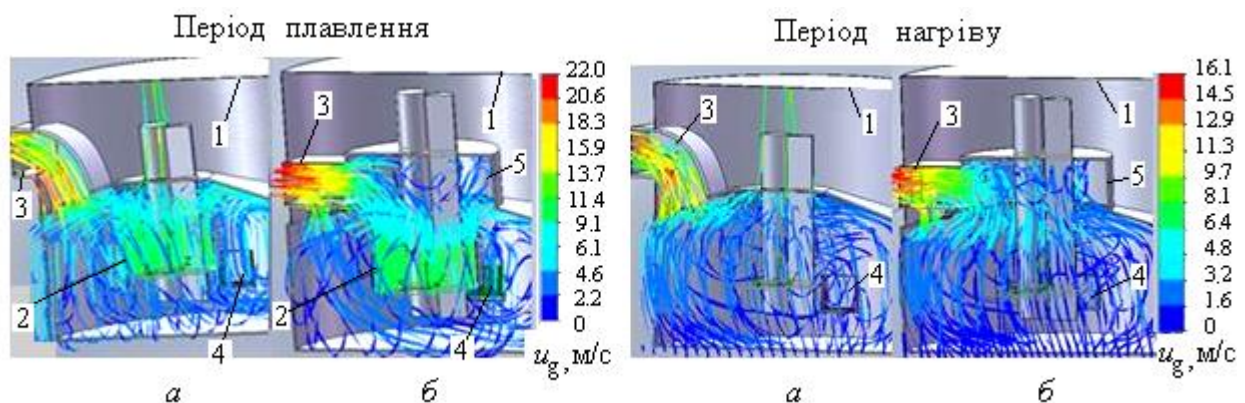


Рисунок 4 – Поля швидкостей пило-газового середовища з треками частинок пилу в періоди плавлення і нагріву ванни при традиційній (а) і розосередженій (б) аспірації.  $\Delta p = 20 \text{ Па}$ ,  $b = 30 \text{ мм}$ . 1– умовна камера, 2 – колодязь під електродами, 3 – витяжний газохід, 4– робоче вікно, 5– зводова камера

Загальна картина газодинаміки в робочому просторі печі за кількістю треків частинок пилу, що проходять через електродні зазори, свідчить про більш ефективну локалізацію неорганізованих викидів при використанні системи розосередженої аспірації (рис. 4, б) у порівнянні з традиційною (рис. 4, а).

Результати аналізу інтегральних показників пилогазових потоків представлено на рис. 5. З них слідує, що відносні величини притоку холодного повітря в піч через робоче вікно і неорганізованих викидів через електродні зазори при середньому рівні розрядження і зазорів ( $\Delta p = 30$  Па,  $b = 40$  мм) знижуються при використанні системи розосередженої аспірації на 10 та 40 %, відповідно, в порівнянні з традиційною системою газовидалення (рис. 5, а).

У період плавлення, найбільш енергоємний період плавки, переваги системи розосередженої аспірації щодо локалізації неорганізованих викидів проявляються в більшій мірі, ніж в період нагріву (рис. 5, б). Переваги зростають в міру зниження розрядження в печі, тобто при прагненні до більш енергоекономних режимів ДСП.

Для типової 120-т ДСП з річною виробничою програмою 1 млн. т сталі, що працює по інтенсивній технології, оцінка очікуваного економічного ефекту тільки за рахунок зниження втрат заліза при актуальній ціні на скрап 360 долл/т складає близько 5 млн грн на рік.

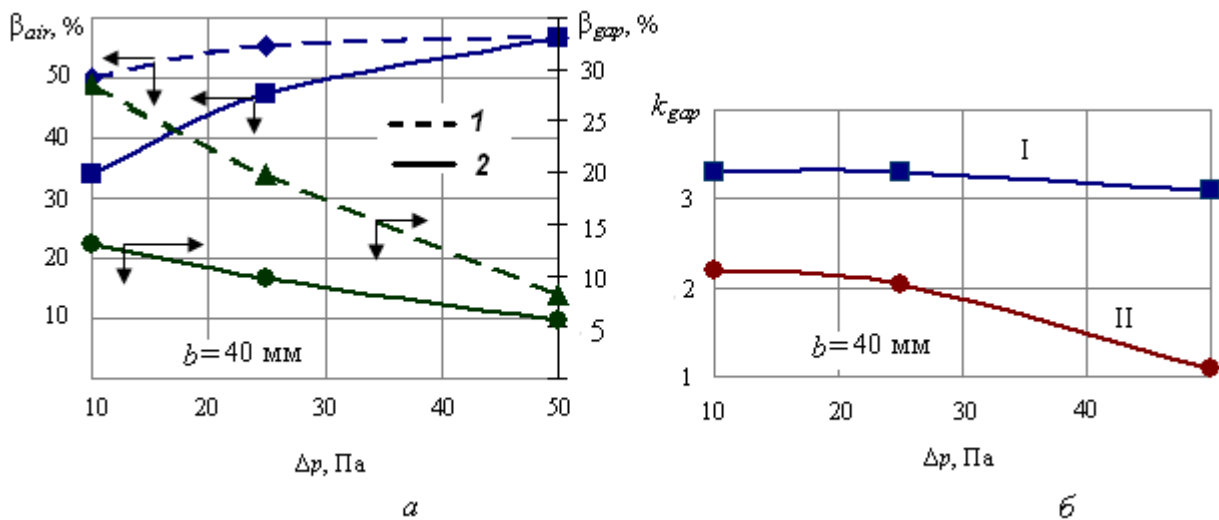


Рисунок 5 – Частка притоку повітря  $\beta_{air}$  і неорганізованих викидів  $\beta_{gap}$  від організованого потоку ПГС в систему аспірації (а); ступінь зниження неорганізованих викидів в системі розосередженої аспірації відносно традиційної  $k_{gap}$  (б) в залежності від розрядження в печі  $\Delta p$ . 1 – традиційна система аспірації; 2 – система розосередженої аспірації; I – період плавлення, II – період нагріву

В основі рециклінгу плавильного пилу ДСП і інших залізовмісних техногенних відходів (окалини, шламів) лежить розроблений рідкофазний вуглецевотермічний процес в плавильно-відновній печі (ПВП), схема якого наведена на рис. 6. Необхідна енергія виділяється в шлаковій ванні у вигляді теплоти Джоуля при проходженні електричного струму, що вводиться за допомогою двох подових електродів.

Вихідною шихтою ПВП є суміш залізовмісних матеріалів, відновника в вигляді низькосортного вугілля і шлакоутворюючих, яка надходить в робочий простір плавильної камери печі через завантажувальну шахту. Рідкий чавун – продукт процесу відновлення оксидів заліза накопичується в металевій ванні (горні), звідки його періодично зливають через пристрій донного випуску, а надлишки шлаку – через шлакову льотку. Теплоту пилогазового середовища, що видаляється в систему газоочистки, використовують для сушки і попереднього нагріву шихти в завантажувальній шахті.

Завданням досліджень було чисельне моделювання теплового стану шлакової і металеві ванни шляхом вирішення сполученої задачі розтікання електричного струму і виділення теплоти Джоуля. Моделювали плавильний простір пілотного пристрою ПВП місткістю 200 кг по рідкому металу, беручи до уваги специфіку теплопередачі від теплогенеруючої шлакової ванни до рідкого продукту відновлення зверху вниз, що є несприятливим фактором.

Рішення завдання попередньо бачиться в організації примусового перемішування рідкої фази. Оцінка конвективної складової теплопереносу [12] полягає у введенні ефективного коефіцієнта теплопровідності середовища  $\lambda_{ef} = \lambda \cdot \chi_{con}$  (Вт/(м·К)) за допомогою множника  $\chi_{con}$  до стаціонарної теплопровідності  $\lambda$ :

$$\chi_{con} = 0,18(Pr \cdot Gr)^{0,25} \quad (6)$$

де  $Pr = \rho C \nu / \lambda$ ,  $Gr = \beta g L^3 \Delta t / \nu^2$  – числа Прандтля и Грасгофа;  $L$  – глибина ванни, як характерний розмір (м);  $\Delta t$  – перепад температури в об'ємі фази (К).  $\rho, C, \nu, \beta$  – щільність (кг/м<sup>3</sup>), теплоємність (Дж/(кг·К)), кінематична в'язкість (м<sup>2</sup>/с), коефіцієнт термічного розширення (1/м) середовища рідкої ванни, відповідно.

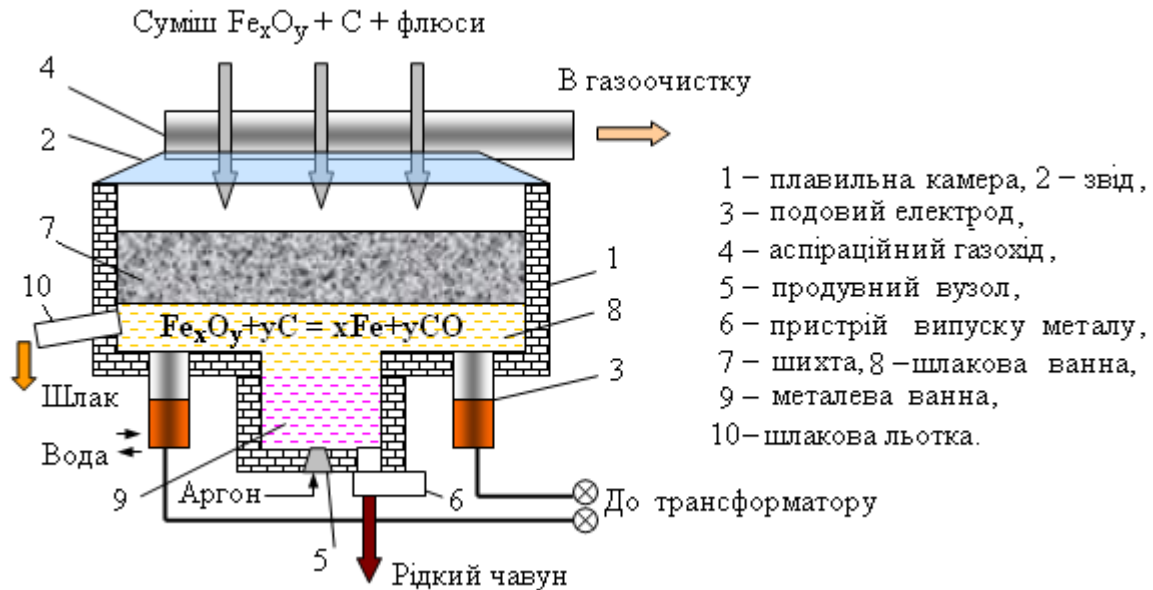


Рисунок 6 – Схема плавильно-відновного процесу в електропечі з подовими електродами

Завдання в стаціонарній постановці вирішували в пакеті прикладних програм ELCUT 6.2 методом кінцевих елементів. Електровихрові течії в рідкому середовищі при протіканні електричного струму описуються рівняннями Максвелла (7), (8), узагальненим законом Ома для рухомого середовища (9) і законом збереження електричного заряду (10).

$$\nabla \times \vec{B} = \mu_0 \vec{j}; \quad \nabla \cdot \vec{B} = 0 \quad (7)$$

$$\nabla \times \vec{E} = 0, \quad \nabla \cdot \vec{E} = \rho_e / \epsilon_0 \quad (8)$$

$$\vec{j} = \sigma_{el} (\vec{E} + \vec{u} \times \vec{B}) \quad (9)$$

$$\nabla \cdot \vec{j} = 0 \quad (10)$$

де  $\vec{j}$  – щільність електричного струму,  $\rho_e$  – щільність електричного заряду;  $\vec{B}$  – індукція магнітного поля;  $\vec{E}$  – напруженість електричного поля,  $\mu_0$  – магнітна стала,  $\epsilon_0$  – електрична стала,  $\vec{u}$  – швидкість рідини.

Граничні умови і параметри розрахункових областей наведено в табл. 2. Розміри плоскої моделі: довжина і глибина шлакової ванни 1,0 і 0,1 м, відповідно; довжина і глибина металеві ванни 0,40 і 0,24 м, відповідно. Поле температур у ванні, з урахуванням симетрії, показано на рис. 7, а, б.

Таблиця 2– Граничні умови моделювання теплового стану в ванні плавильно-відновної печі

Блок (Б) або грань (Г) з порядковим номером відповідно рис. 7. На решті граней умова теплової та електричної ізоляції	Для блоку: теплопровідність $\lambda$ і конвективний множник $\chi_{con}$ ; коефіцієнт термічного розширення $\beta$ ; коефіцієнт динамічної в'язкості $\nu$ ; електропровідність $\sigma_{el}$ ; амплітуда напруги $U$ . Для грані: температура $T$ ; коефіцієнт тепловіддачі при випромінюванні $\sigma$ і конвекції $\alpha$ ; ступінь чорноти $\epsilon$ ; [джерело даних]
Ванна металу (Б1)	$\lambda = 29$ Вт/(м·К); $\chi_{con} = 8,3$ (оцінка за (6)); $\beta = 11 \cdot 10^{-6}$ 1/К; $\nu = 1,0 \cdot 10^{-6}$ м <sup>2</sup> /с; $\sigma_{el} = 7,3 \cdot 10^5$ См/м
Ванна шлаку (Б2)	$\lambda = 2,5$ Вт/(м·К); $\chi_{con} = 2,7$ (оцінка за (6)); $\beta = 5 \cdot 10^{-6}$ 1/К; $\nu = 3,06 \cdot 10^{-5}$ м <sup>2</sup> /с; $\sigma_{el} = 150$ См/м [13,14]
Подовий електрод (Б3)	$\lambda = 45$ Вт/(м·К); $\sigma_{el} = 1,2 \cdot 10^6$ См/м; $U = \pm 20$ В
Поверхня ванни (Г1)	$T = 1870$ К; $\sigma = 5,67 \cdot 10^{-8}$ Вт/(м <sup>2</sup> ·К <sup>4</sup> ); $\epsilon = 0,6$
Водяне охолодження (Г2)	$T = 320$ К; $\alpha = 6000$ Вт/(м <sup>2</sup> ·К)
Зовнішня поверхня (Г3)	$T = 470$ К; $\sigma = 5,67 \cdot 10^{-8}$ Вт/(м <sup>2</sup> ·К <sup>4</sup> ); $\alpha = 20$ Вт/(м <sup>2</sup> ·К); $\epsilon = 0,8$

За результатами моделювання встановлено, що для забезпечення необхідного рідкого стану металу в горні (рис. 7, в) при виділенні теплоти Джоуля в шлаковій ванні, розташованій зверху металеві ванни, потрібно примусове перемішування за умов, що множник, враховуючий вплив конвекції на коефіцієнт стаціонарної теплопровідності, становить для шлакової ванни не менш 2,7. Режим забезпечується пневматичним перемішуванням рідких фаз шляхом продувки інертним газом через донну пористу пробку.

ПВП випробувано на пілотній установці місткістю до 200 кг по рідкому металу [15]. Режимні параметри і результати випробування представлено в табл. 3. Експерименти проводили на змінному струмі промислової частоти при електричних параметрах: напруга 65–75 В, сила струму 1,75–1,90 кА. У якості вихідної шихти випробувано техногенні залізовмісні матеріали: в опиті 1 - окалини прокатних цехів, в опиті 2 - шлак доменного цеху, в опиті 3 - колошниковий пил доменного цеху. Відновником було вугілля марки АР в кількості 25 % від маси залізовмісних матеріалів, шлакоутворювачем - вапно в кількості близько 10 % від маси залізовмісних матеріалів. Продувку ванни киснем здійснювали зверху через витратну кварцеву трубку. Продуктом процесу був рідкий чавун.

Для створення первинного електричного ланцюга, необхідного для розігріву печі теплотою Джоуля і отримання шлакової ванни, між подовими електродами поміщали електропровідний коксовий дріб'язок.

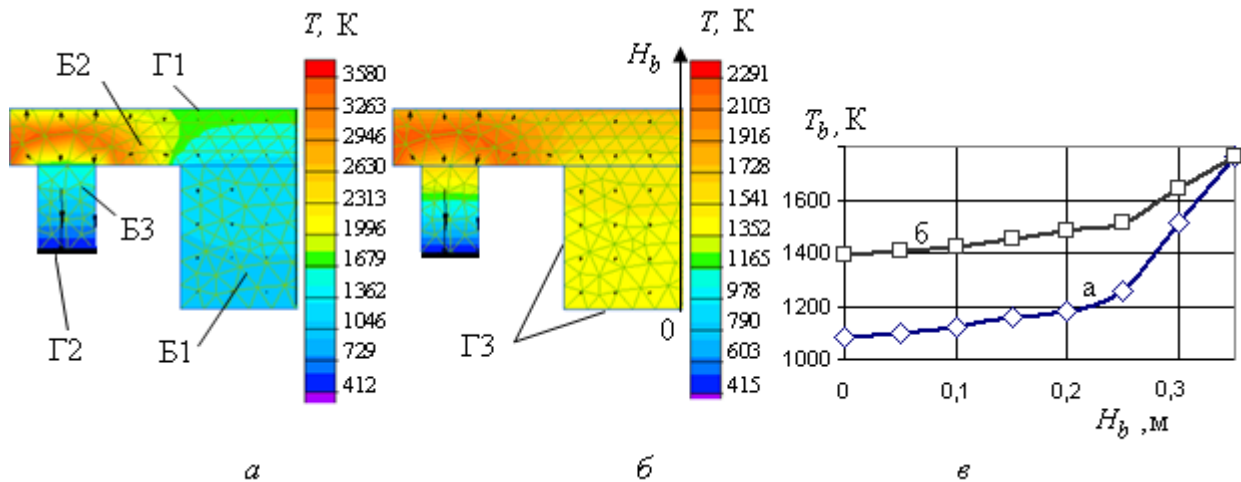


Рисунок 7 – Температурне поле у ванні плавильно-відновної печі (а, б). Температура  $T_b$  по глибини ванни  $H_b$  (в) без перемішування (а) і з перемішуванням (б). Позначення – в тексті і табл.2

Таблиця 3 - Режимні параметри і результати дослідних плавок в плавильно-відновній печі

№ опиту	Склад вихідної шихти, %						Склад продукту (чавун), %					
	$\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{FeO}$	$\text{CaO} + \text{MgO}$	$\text{SiO}_2$	$\text{MnO}$	Zn	C	Fe	C	Mn	S	P	Zn
1	90,9	1,0	3,2	0,4	–	0,26	96,5	2,2	0,32	0,040	0,08	–
2	63,5	4,4	14,0	0,06	0,1	5,8	94,8	3,4	0,12	0,065	0,12	0,08
3	66,8	6,9	8,6	0,2	1,5	9,4	94,6	4,1	0,14	0,055	0,11	0,34

Продовження табл. 3

Склад шлаку, %			Маса, кг			Тривалість плавки, хвилин	Вихід придатного, %	Витрата на 1 кг продукту	
$\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{FeO}$	$\text{CaO} + \text{MgO}$	$\text{SiO}_2$	Шихта	Продукт	Шлак			Електроенергія, кВт·г	Кисень, м <sup>3</sup> (за нормальних умов)
9,4	64,5	11,9	42,0	27,5	6,5	57	94	2,12	0,25
17,9	41,8	32,7	39,5	17,4	15,8	68	76	2,25	0,28
15,2	40,3	33,8	38,9	15,7	13,4	66	71	2,29	0,28

Вихід придатного при відновленні залізовмісних відходів оцінювали відношенням маси заліза в чавуні до маси загального заліза в залізовмісних матеріалах з урахуванням втрат заліза зі шлаком.

При дослідженні енергетичного балансу ПВП в лабораторній установці виходили з оцінки співвідношення теплоти Джоуля, що виділяється в шлаковій ванні, і теплоти окислення вуглецю металеві ванни, як 1 до 0,35 та теплового ККД печі 0,75.



Згідно з наведеними даними, залізовмісний матеріал у вигляді окалини є найбільш прийнятною шихтою, що забезпечує вихід придатного 94 % і витрату електроенергії 2,12 кВтг/кг продукту. З урахуванням теплоти екзотермічних реакцій в рідкій ванні при продувці киснем, в припущенні, що останній витрачається, переважно, на окислення вуглецю, загальна питома витрата енергії складала на лабораторній установці 12–13 МДж/т продукту, що відповідає показникам процесу «ITmk3». З іншими залізовмісними матеріалами: шлам і плавильний пил, техніко-економічні показники ПВП погіршуються на 20–25 %, як по виходу придатного, так і по енергоефективності.

Перевагою запропонованої ПВП є спрощення, як обладнання печі, так і попередньої підготовки шихти, що полягає в сушці і змішуванні компонентів. Відсутні системи переміщення електродів й опалення робочого простору, брикетування або виготовлення окатишів.

#### **Висновки.**

Проведено аналіз параметрів газовидалення в ДСП й конвертері. Виявлено недоліки систем аспірації ДСП, що обумовлюють підвищені втрати теплоти і заліза при аспірації через високу швидкість газового потоку в робочому просторі

На основі чисельного моделювання обґрунтовано рішення системи розосередженої аспірації ДСП, що забезпечує зниження притоку холодного повітря в піч через робоче вікно і неорганізованих викидів через електродні зазори на 10 та 40 %, відповідно, за рахунок збільшення газосмокуючої поверхні в 1,7 рази, в порівнянні з традиційною системою, та наближення її до області електродних зазорів.

Розроблено основи рідкофазного вуглецевотермічного відновлення залізовмісних відходів в електричній печі опору з подовими електродами. Тепловий стан горну з рідким чавуном під шаром шлаку, в якому виділяється теплота Джоуля, забезпечується шляхом примусового перемішування за умов, що множник, враховуючий вплив конвекції на коефіцієнт стаціонарної теплопровідності в шлаковій ванні, становить не менш 2,7. Отримання рідкого чавуну, як металізованої сировини для подальшого рециклінгу в ДСП, згідно з експериментом в 200-кг ПВП, потребує витрати електроенергії 2,12–2,29 кВтг/кг продукту, що відповідає кращому закордонному аналогу «ITmk3».

Оцінка очікуваного економічного ефекту для 120-т ДСП з річною виробничою програмою 1 млн. т сталі, що працює по інтенсивній технології, тільки за рахунок зниження втрат заліза з неорганізованими викидами пилогазового середовища при використанні системи розосередженої аспірації складає близько 5 млн грн на рік.

#### **СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ**

1. Toulouevski, Yu., Zinurov, I. (2010) Innovation in Electric Arc Furnaces. Scientific Basis for Selection. Berlin: Springer-Verlag, 258 p.
2. Guézennec, A., Huber, J., Patisson, F., Sessieq, P., Birat, J-P., Albitzer, D. (2004). Dust Formation by Bubble-burst Phenomenon at the Surface of a Liquid Steel Bath. *ISIJ International*, vol. 44, No 8, pp. 1328-1333.
3. Timoshenko, S.N., Stovpchenko, A.P., Kostetski, Yu. N., Gubinski, M.V. (2018). Energy efficient solutions for EAF steelmaking. *Journal of Achievements in Materials and Manufacturing Engineering*, vol. 88, No 1, pp. 18–24.
4. Gordon, Y., Kumar, S. (2013) Selection of Ironmaking Technology. Principles and Risks. *Transactions of Indian Institute of Metals*, vol. 66, 501-513. <https://doi.org/10.1007/s12666-013-0267-5>
5. Lemperle M. (2012). “OxyCup” Furnace operation at TISCO, China. *Proceedings AISTech 2012*, May 7-12. Atlanta, Georgia, USA. Available at: [https://www.cappel-consult.com/fileadmin/user\\_upload/OxyCup\\_TISCO\\_Lemperle\\_2012v002.pdf](https://www.cappel-consult.com/fileadmin/user_upload/OxyCup_TISCO_Lemperle_2012v002.pdf) (assessed 28.06.18).
6. Демидик, В.Н.(2014). Устойчивое развитие и рециклинг отходов в черной металлургии. *Металл и литье Украины*, №8, 36-40.
7. Дубоделов, В.И., Смирнов, А.Н., Куберский, С.В., Горюк, М.С. (2015) Инновационное развитие малых металлургических заводов как ключевое направление модернизации сталеплавильного комплекса Украины. *Вісник НАН України*, №12, 33-45. doi: 10.15407/vsn2015.12.200
8. Seetharaman, Seshadri, McLean, A., Guthrie, R., Seetharaman, Sridhar (2014). *Treatise on Process Metallurgy. Industrial Processes, Part A*. Elsevier Ltd., 1745 p.
9. Страшнов, М.М., Кац, Я.Л. (2006). Методика расчета оптимальных технологических параметров работы ДСП-60 для снижения расхода электроэнергии и увеличения выхода годного. *Черная металлургия*, 1. Москва: ОАО "Черметинформация", 40-44.
10. Шишимиров, М.В., Сосонкин О.М. (2003). Анализ факторов, влияющих на величину угара металла в дуговой сталеплавильной печи. *Труды VII конгресса сталеплавыльщиков*, Магнитогорск, 15-17.10.2002, 326-329.
11. Opitz, F., Treffinger, P. (2016). Physics-based modeling of electric operation, heat transfer, and scrap melting in an AC electric arc furnace. *Metallurgical and Material Transactions*, vol. 47, 1489-1503. <https://doi.org/10.1007/s11663-015-0573-x>
12. Кутателадзе, С.С., Боришанский, В.М. *Справочник по теплопередаче*. (2013). Москва: Книга по требованию. 415 с.

13. Sorek, A., Popielska-Ostrowska, P., Niesler, M. (2012). Research of electrical conductivity of synthetic powders. *Archives of Materials Science and Engineering*, vol. 57, No 2, 53-56.
14. Mills, K. (2011). *The estimation of slag properties*. London: Dept. Of Materials, Imperial College, 56 p. Available at: <https://www.pyro.co.za/KenMills/KenMills.pdf> (assessed 06.03.2019).
15. Тимошенко, С.Н., Тищенко, П.И., Тимошенко, Н.С., Семко, А.Н. (2013). Моделирование системы аспирации электродуговой печи с целью повышения энергоэффективности и экологической безопасности. *Экология и промышленность*. Харьков: «УкрНТЦ «Энергосталь», 2, 66-69.

#### REFERENCES

1. Toulouevski, Yu., Zinurov, I. (2010) Innovation in Electric Arc Furnaces. Scientific Basis for Selection. Berlin: Springer-Verlag, 258 p.
2. Guézennec, A., Huber, J., Patisson, F., Sessieq, P., Birat, J-P., Albitzer, D. (2004). Dust Formation by Bubble-burst Phenomenon at the Surface of a Liquid Steel Bath. *ISIJ International*, vol. 44, No 8, pp. 1328-1333.
3. Timoshenko, S.N, Stovpchenko, A.P., Kostetski, Yu. N., Gubinski, M.V. (2018). Energy efficient solutions for EAF steelmaking. *Journal of Achievements in Materials and Manufacturing Engineering*, vol. 88, No 1, pp. 18-24.
4. Gordon, Y., Kumar, S. (2013) Selection of Ironmaking Technology. Principles and Risks. *Transactions of Indian Institute of Metals*, vol. 66, 501-513. <https://doi.org/10.1007/s12666-013-0267-5>
5. Lemperle M. (2012). "OxyCup" Furnace operation at TISCO, China. *Proceedings AISTech 2012*, May 7-12. Atlanta, Georgia, USA. Available at: [https://www.cappel-consult.com/fileadmin/user\\_upload/OxyCup\\_TISCO\\_Lemperle\\_2012v002.pdf](https://www.cappel-consult.com/fileadmin/user_upload/OxyCup_TISCO_Lemperle_2012v002.pdf) (assessed 28.06.18).
6. Demidik, V.N. (2014). Sustainable development and recycling of wastes in the iron and steel industry. *Metal and casting of Ukraine*, No. 8, pp. 36-40 (in Russian).
7. Dubodelov, V.I., Smirnov, O.M., Kubersky, S.V., Goryuk, M.C. (2015) Innovative development of small metallurgical plants as key direction of modernization steelmaking in Ukraine. *Bulletin of Ukraine National Academy of Science*, No 12, pp. 33-45 (in Russian). doi: 10.15407/visn2015.12.200
8. Seetharaman, Seshadri, McLean, A., Guthrie, R., Seetharaman, Sridhar (2014). *Treatise on Process Metallurgy. Industrial Processes, Part A*. Elsevier Ltd., 1745 p.
9. Strashnov, M.M., Kats, Y.L. (2006). Methodology for calculating the optimal technological parameters of the EAF-60 operation to reduce energy consumption and increase the yield of suitable. *Iron- and steelmaking*, No 1. Moscow: JSC "ChermetInformation", pp. 40-44 (in Russian).
10. Shishimirov, M.V., Sosonkin, O.M. (2003). Analysis of the factors affecting the amount of metal waste in an arc steel-making furnace. *Proceedings of VII Steelmakers Congress*, Magnitogorsk, 15-17.10.2002, pp. 326-329 (in Russian).
11. Opitz, F., Treffinger, P. (2016). Physics-based modeling of electric operation, heat transfer, and scrap melting in an AC electric arc furnace. *Metallurgical and Material Transactions*, vol. 47, 1489-1503. <https://doi.org/10.1007/s11663-015-0573-x>
12. Kutateladze, S.S., Borishanskii, V.M. (2013). *Heat Transfer Handbook*. Moscow: Book on demand LLC, 415 p. (in Russian).
13. Sorek, A., Popielska-Ostrowska, P., Niesler, M. (2012). Research of electrical conductivity of synthetic powders. *Archives of Materials Science and Engineering*, vol. 57, No 2, 53-56.
14. Mills, K. (2011). *The estimation of slag properties*. London: Dept. Of Materials, Imperial College, 56 p. Available at: <https://www.pyro.co.za/KenMills/KenMills.pdf> (assessed 06.03.2019).
15. Timoshenko, S.N., Tischenko, P.I., Timoshenko, N.S., Semko, A.N. (2013). Modeling of electric arc furnace aspiration system to improve energy efficiency and ecological. *Ecology and Industry*. Kharkiv: "UkrNTC" Energostal ", No 2, 66-69 (in Russian).

Надійшла до редколегії 12.03.2021

Рецензент: д.т.н. Нікіфоров А. П.

S. TIMOSHENKO

State Institution of Higher Education «Donetsk National Technical University»

**Increasing energy efficiency of electric arc steelmaking furnace by improvement of aspiration system and recycling of melting dust.** Electric arc furnace (EAF) is considered as a basis of promising micrometallurgical complexes of Ukraine with a flexible production program. It is important to increase energy efficiency of the furnace, which depends crucially on heat loss (up to 12-20% of energy input) and iron loss (up to 20-22 kg/t of steel) with off-gas through disadvantages, inherent for EAF aspiration system, in comparison with BOF one. Purpose of the work is to reduce heat and iron loss with off-gas environment and recycling of melting dust. Research methodology consists in numerical modeling of new solutions for EAF aspiration and liquid-phase reduction of iron. The concept and basic solutions of dispersed aspiration system and liquid-phase process of carbon-thermal reduction of iron-containing wastes in heat-generating slag bath of electric resistance furnace with bottom electrodes are developed and substantiated. It has been experimentally established that increasing the aspiration surface, its distribution between the central and peripheral parts of the roof and approaching to area of electrode passage reduces unorganized emissions into electrode gaps by 40 % and

air inflow into slag door by 10 %. Simulation of thermal state of a hearth with liquid cast iron under a layer of slag, which emits Joule heat, showed the need for forced mixing of the bath under conditions that multiplier, taking into account the effect of convection on coefficient of stationary thermal conductivity in the slag bath is at least 2.7. Experimentally determined power consumption is 2.12–2.29 kWh/kg of metallized product, which corresponds to the best foreign analogue "ITmk3". Estimation of expected economic effect of developments in the conditions of 120-t EAF only due to reduction of iron loss with melting dust by using of dispersed aspiration system is about 5 million UAH per year.

**Key words:** *arc furnace, aspiration system, iron-containing wastes, smelting-reduction process, energy efficiency*