

6. Meile He, Min CHEN, Nan Wang and Chuanfu Li. Sedimentation Behavior of Liquid Iron Droplets during Smelting Reduction of Converter Slag by Considering the Coalescence of Droplets. *ISIJ International*, Vol. 59 (2019), No. 6, pp. 973-980.
7. Формирование металлической фазы при барботаже газом-восстановителем многокомпонентного оксидного расплава. Сообщение 1. / А.С.Вухсихис, Л.И.Леонтьев, В.П.Ченцов и др. *Изв. Вузов. Черная металлургия*. 2016. Том. 59. №9. С.639-643.
8. Сидоренко М.Ф. Теория и практика продувки металла порошками. 2-е изд. М.: Металлургия, 1978. 232с.
9. Momoko A., Manabu I. Filament and Droplets Formed Behind a Solid Sphere Rising Across a Liquid-Liquid Interface. *Materials Transactions*. 2004. Vol. 45. No. 3. P.870-876.
10. Сігарьов Є.М., Недбайло М.М., Кривцун І.В. Напрямки удосконалення ковшової десульфурзації чавуну. *Зб. наукових праць Дніпровського технічного університету (технічні науки)*, 2016. Вип. 2(29). С.3-9.
11. Рыбаков Л.С. Фазовый состав в ванне основной мартееновской печи. *Тепло- и массообменные процессы: труды I Всесоюзной научно-технической конференции*. М.: Металлургия, 1975. С.274-276.
12. Минаев Ю.А. Поверхностные явления в металлургических процессах. М.: Металлургия, 1984. 152с.
13. Мьяновская Я.В., Пройдак Ю.С. Оценка степени завершенности тепло- и массообменных процессов при движении фаз в процессах формирования марганцевых сплавов. *Теория и практика металлургии*, 2017. № 1-2. С.5-9.

Надійшла до редколегії 30.03.2020.

УДК 669.184

DOI 10.31319/2519-2884.36.2020.4

СІГАРЬОВ Є.М., д.т.н., професор
ЛОБАНОВ Ю.С., пошукач
ПОЛСТАЄВ В.П., к.т.н., доцент

Дніпровський державний технічний університет, м. Кам'янське

ВПЛИВ ЯКОСТІ МЕТАЛОБРУХТУ ПРИ ЙОГО ПОПЕРЕДНЬОМУ ПІДІГРІВІ НА ЕНЕРГОЕФЕКТИВНІСТЬ КОНВЕРТЕРНОЇ ПЛАВКИ

Вступ. Сучасний стан забезпечення якісними шихтовими матеріалами конвертерного процесу виплавки сталі свідчить про необхідність еволюційної зміни металургійних технологій. У конвертерному способі виробництва сталі за рахунок використання різних, у тому числі альтернативних джерел енергії існує можливість широко варіювати складом металошихти, зі зміненням в ньому співвідношення чавуну, металобрухту, обкотишів, інших залізовмісних матеріалів.

Якщо врахувати, що до 95% витрат енергії у конвертерній плавці складають приховані енерговитрати [1], основною статтею у яких залишається енергоємність (23,8-28,6 ГДж/т) переробного чавуну (85-91% від загальних витрат), то до основних напрямків підвищення енергоефективності конвертерного процесу можна віднести зменшення питомої витрати переробного чавуну у металошихті.

Як відомо [1, 2], на переробку металобрухту витрачається 10-30% первинної енергії, що витрачається на технологічному маршруті „залізна руда – доменна піч – кис-

невий конвертор □. Енергоємність металобрухту за даними різних джерел (витрати енергії на збирання, складування та доставку до споживача) складає 0,2-0,4 ГДж/т та значно менша енергоємності переробного чавуну. Відповідно до розрахунків [3] збільшення витрат брухту у шихті кисневих конверторів на кожні 10% супроводжується зменшенням енергоємності сталі на 1,6-1,9 ГДж/т.

У той же час, відомо [3], що робота з підвищеною на 35-40 кг/т сталі витратою металобрухту у шихті у порівнянні зі звичайними витратами призводить до збільшення витрат заліза, погіршення теплового балансу і зниження виходу придатної сталі.

Постановка задачі. Підвищення питомої витрати металобрухту у шихті вітчизняних конвертерних цехів у період 2000-2015 років переважно досягалося „передуванням □ ванни і переходом агрегата з авто- у алотермічний режим продування з використанням для коригування теплового балансу різних видів твердого палива [3]. У тепловому балансі автотермічного процесу основна кількість витрат енергії заповнюється за рахунок фізичного і хімічного тепла рідкого чавуну, на частку яких доводиться відповідно 47-54% та 43-49% від загального надходження тепла. При цьому основна кількість тепла хімічних реакцій (20-24% від загального енергоспоживання) надходить в результаті окислення вуглецю металошихти. 0,13-0,32 ГДж/т надходить за рахунок чавуну заліза.

Загальні витрати тепла на переробку холодного брухту в залежності від ступеня його окисленості та забрудненості неметалевими включеннями (НВ) складають від 1,4 до 1,7 ГДж/т. При цьому, за даними Бігєєва А.М., нижня межа відноситься до чистого брухту (окисленість та забрудненість, так звана інтегральна забрудненість НВ $K_{ЗИ}$ [4] не перевищує 2% від маси), а верхня – до брухту з $K_{ЗИ} > 5\%$ відповідно.

При цьому збільшення частки металобрухту у шихті на 10-20%, як відомо [3], супроводжується зменшенням надходження фізичного тепла чавуну від 1,17 до 1,07 ГДж/т з одночасним підвищенням надходження тепла завдяки окисленню заліза від 0,14 до 0,24 ГДж/т (розрахунки для 120-т конвертера). Остання величина характеризує умови переведення конверторного процесу з автотермічного у алотермічний режим продувки з багатофакторним формуванням теплового потенціалу ванни.

При аналізі резервів підвищення теплового потенціалу ванни автотермічного процесу особливу увагу приділяють способам, у яких збільшення приходу енергії реалізується за рахунок підвищення ступеня окислення вуглецю не до CO, а до CO₂ з використанням раніше зв'язаної енергії ковалентних зв'язків (додаткове виділення тепла – 3,6 ГДж/т вуглецю [3]). Такий варіант процесу зазвичай забезпечується застосуванням нетрадиційних конструкцій кисневих фурм [5-7].

З середини ХХ сторіччя у світовій металургії існує підвищений інтерес до варіантів конвертерної плавки з використанням для переплавлення підвищеної кількості металобрухту кускового та порошкоподібного вугілля. Так, у процесах KS, KMS (фірма «Клойкнер-Верке») та COIN (фірма «Крупп») використовують пиловугільне паливо (ПВП) та кокс, які подають крізь паливно-кисневі фурми, встановлені у днищі конвертера. У процесі KMS, окрім ПВП та вугілля використовують природний або синтетичний газ. У процесі COIN – ентальпію та хімічне тепло відхідних газів. У процесі ESTEL (фірма ESTEL, Нідерланди) через горловину конвертера присаджується кусковий антрацит (до 10 кг/т сталі). Ступінь використання хімічного тепла палива при такому варіанті зазвичай складає до 25%.

Дослідженнями з порівнянням динаміки нагріву металобрухту у конвертерах за рахунок спалювання вугілля киснем та природного газу встановлено [8], що у випадку використання вугілля коефіцієнти використання палива та тепловий коефіцієнт корисної дії по мірі прогрівання та плавлення брухту зменшуються у значно меншому ступе-

ні (у зв'язку із меншим ступенем дисоціації продуктів згорання) та мають більш високі значення, ніж при спалюванні природного газу.

Більш коштовні теплоносії (CaC_2 , SiC , розчинення у чавуні брухту алюмінію та т. ін.) використовували у світовій металургії з 60-х років ХХ століття (більш ніж 20 технологічних варіантів). Їх тепловий ККД складає до 80%. Присадку CaC_2 визнано більш доцільною внаслідок відсутності зростання маси шлаку та зменшення додаткової витрати вапна. Так, при використанні CaC_2 до 50 кг/т сталі витрата металобрухту може бути підвищена до 50% від маси металошихти.

Прийнято вважати, що витрати первинної енергії складаються з витрат енергії на організацію технологічного процесу та витрат на фізико-хімічні перетворення при отриманні даного матеріалу з висхідної сировини [9]. У свою чергу, енергоємність сталі може бути розрахована у вигляді суми фізичного та хімічного тепловмісту сталі та витрат енергії на хімічні перетворення при отриманні одиниці цієї сталі з висхідних матеріалів.

Актуальним завданням залишається оцінка енергетичної ефективності технології конвертерної плавки з попереднім підігрівом підвищеної кількості металобрухту у агрегаті за рахунок спалювання твердих видів палива у сучасних сировинних умовах металургійних підприємств України.

Результати роботи. На сьогодні в умовах конвертерного цеху „Д” одного з металургійних комбінатів України впроваджено варіант ведення конвертерної плавки з підвищеною з 23-25% до 28-32% витратою металобрухту у металошихті.

Технологією ведення плавки передбачено коригування теплового балансу за рахунок попереднього підігріву металобрухту у робочому просторі агрегату перед заливанням переробного чавуну. При цьому здійснюється присадка кускових вуглецьвмісних матеріалів на металобрухт та їх спалювання шляхом вдування газоподібного кисню з витратою 600-650 м³/хв. через штатну 5-ти- або 6-тисоплову кисневу фурму. Співвідношення чавуну та металобрухту у металошихті на першому етапі було змінено з 78,4% та 21,6% до 72,7% та 27,3% відповідно при одночасному зменшенні витрат металошихти на 6-7 кг/т. У перспективі можливим є підвищення частки металобрухту у металошихті до 35-37% за рахунок удосконалення технології попереднього підігріву металобрухту, конструкції наконечників кисневих фурм та дуттьового режиму як підігріву, так і безпосередньо конвертерної плавки.

Необхідно відзначити, що збільшення загальної тривалості продувки ванни на 4-6 хв. (в залежності від складу металошихти), питомих витрат кисню на підігрів металобрухту, електроенергії, теплоносіїв, складність забезпечення та контролю рівномірності його прогрівання, забезпечення належної стійкості та захисту футерівки агрегату від впливу високотемпературних факелів відносяться до невирішених проблем вказаного варіанту ведення плавки.

З метою підвищення частки металобрухту у шихті конвертерної плавки у цеху комбінату „Д” у 90-х роках ХХ століття використовували кускові: антрацит семечко (АС), подрібнене тоще вугілля (Т), коксову дрібницю, алюмінійвмісні шлаки (АСШ), відсів алюмінієвої стружки (АСС), лігнин, повернення шихти графітизації (ПШПГ). З початку ХХІ століття для підвищення частки металобрухту використовують антрацит (АС) фракції 6-13 мм (ГОСТ 28986-91), антрацит штиб (АШ) фракції 0-6 мм (ГОСТ 28986-91), повернення шихти печей графітизації (ПШПГ), відходи електродного виробництва (ВЕВ) з вмістом графіту 15-30% та CaC_2 10-15%, а також брикетовані відходи електродного виробництва (БВЕВ) з вмістом вуглецю 50-70%, CaC_2 9-12% та фтору 1-2% відповідно.

Для покращення умов „запалювання“ плавки та коригування теплового балансу процесу присаджують суху коксову дрібницю (фракція 6-25 мм, вміст золи не більше 12%, вологи – 5%, летких – 15%, сірки – до 0,5%).

Потреба у додатковому твердому паливі для коригування теплового балансу конвертерної плавки ($m_{Т.П.}^{np}$) при витратах металобрухту (m_6), попередньо підігрітого до T_6 , визначається за балансовим рівнянням:

$$T_{Т.П.}^{np} = \frac{q_6 [m_6 - (1000 - m_6)(K_6^O + 0,53(K_c - 0,125))] - m_6 C_6 T_6}{Q_{Т.П.} \eta_{Т.П.}^{np}}, \quad (1)$$

де $q_6 \sim 1420$ кДж/кг – витрати на нагрів і плавлення 1 кг металобрухту; $K_6^O = 0,32-0,36$ – кількість металобрухту, що переробляється за рахунок надмірного тепла рідкого чавуну, кг/кг чавуну; K_c – ступінь допалювання СО до СО₂ в порожнині конвертера; $Q_{Т.П.} \sim 30600$ кДж/кг – теплотворна здатність твердого палива; $\eta_{Т.П.}^{np} = 0,25-0,30$ – термічний ККД твердого палива в процесі плавки.

Розрахункову питому витрату та ефективність використання різних видів додаткового палива для підвищення частки металобрухту та зменшення частки переробного чавуну у металошихті конвертерної плавки наведено у табл. 1.

Таблиця 1 – Розрахункова ефективність використання теплоносіїв для зменшення питомої витрати переробного чавуну на конвертерну плавку

Технологія використання теплоносія	Тип вуглецьвмісного теплоносія	Розрахункова витрата, т/плавку	Ефективність 1 т теплоносія *	Збільшення витрат кисню, м ³ /т
Присадка до початку продування на чавун	АС	3,0	3,0–3,5	700-800
	АШ	3,0	2,0–2,5	650
	ПШПГ	3,0	1,0–1,5	550
	ВЕВ	3,0	1,0–1,5	550
	БВЕВ	3,0	1,0–1,5	600
	Т	3,0	2,0	600
З попереднім нагріванням металобрухту у конвертері	АС	5,0	3,5–4,0	850
	Т	5,0	3,5–4,0	800
Присадка на металобрухт до заливання чавуну	АСШ (45%)	2,5-3,0	3,3	-
	АСС (30%)	2,5-3,0	3,0	-
Присадка на чавун	ПШПГ	3,0	3,2-3,5	
По ходу продувки ванни	АС	3,0	2,5–3,0	700
	АШ	3,0	1,5–2,0	600
Присадка на залишений у конвертері шлак	АСШ (45%)	3,0-4,0	4,0–4,5	-
	АСС (30%)	4,5-5,0	3,5–4,0	-

* зменшення питомої витрати переробного чавуну у металошихту плавки

Окрім сталевго брухту, який повинен відповідати вимогам ДСТУ 4121–2002 та іншим нормативам стосовно забрудненості неметалевими включеннями, у металошихті за відсутності достатньої кількості сталевго брухту використовують металовідходи, перероблені за вимогами ТУ У 27.1-35446287-001:2010 МОС-4 із зашлакованістю до 40%, МОС-5 – до 8%, перероблені чавунні донця та відходи доменного виробництва з

засміченістю 15%, залізородні обкотиші, агломерат та брикети зі сталеві стружки із різним ступенем забрудненості (у кількості до 12% від маси металобрухту).

Для брикетів зі сталеві стружки питомі витрати енергії на їх виготовлення, з врахуванням даних [9], можуть бути прийнятими наступними. При питомих витратах електроенергії (19,3 кВтгод/т), палива (6,60 кг/т) та кисню (0,984 м³/т) витрати первинної енергії складатимуть 0,231 ГДж/т.

Збирання та складування металобрухту, вантажно-розвантажувальні роботи, аспірація та очищення газів під час переробки, транспортування брикетів за нашими оцінками додають ще 240,0-300,0 МДж/т, і загальна енергоємність брикетів може досягти приблизно 0,50 ГДж/т.

В той же час, при розрахунку енергоємності брикетів в умовах широкого діапазону коливань їх забрудненості неметалевими включеннями [4], особливо при попередньому підігріві металобрухту, необхідно враховувати і хімічний тепловміст брикетів. Останнє – це енерговитрати на відновлення з оксидів усіх елементів, що входять до складу сталеві стружки брикетів, у тому числі і заліза.

Характер розподілу температури в об'ємі брикетів зі сталеві стружки, що входять до складу металошихти, при попередньому їх підігріві шляхом спалювання вугілля також має свої відмінності. Так, при високих градієнтах температур за товщиною шару, коефіцієнті теплопровідності до 0,2 Вт/мК та об'ємному коефіцієнті передачі тепла 35-40 Вт/м³К нагрівання брикетів проходить повільніше, ніж „чистого“ сталеві брухту. При цьому енерговитрати на нагрівання брикету лише до 250⁰С за даними [10] можуть сягати 1000 МДж/т.

Нагрів сталеві стружки після руйнування брикету, як встановлено у роботі [4], супроводжується суттєвими змінами стану її поверхні, адгезійних та когезійних властивостей, зовнішньої течії у проміжках між сталевим брухтом. Суттєво (у 1,5-2,3 рази) підвищується насипна щільність. Оптимальною температурою нагріву сталеві стружки вважається 650-700⁰С, що пов'язано з початком інтенсивного окиснення металу. Слід також враховувати, що швидкість окиснення заліза брикетів найбільша у інтервалі температур 400-600⁰С та зменшується при подальшому нагріванні внаслідок гальмівної дії шару оксидів. В той же час, при інтенсивному нагріванні до 850⁰С окиснення металу не перевищує, за даними [10], 0,3-0,5%.

Охолоджуюча дія оксидів заліза приблизно у три рази вища, ніж металеві заліза (неокислені металобрухту). Тому, чим більший вміст оксидів заліза у металобрухті, включно з тими, що утворилися під час попереднього нагріву, тим менша можливість переробки підвищеної його кількості у конвертері.

Внутрішній енерговміст брикету та його зміну внаслідок попереднього підігріву у конвертері можна визначити як суму його фізичного та хімічного тепловмісту. Енергоємність металобрухту, що визначається як витрати енергії на відновлення усіх елементів з вищих оксидів з врахуванням ентальпій відповідних реакцій та забруднень ($K_{зи}$, %) [4], можна визначити за виразом:

$$E_{П} = C_{ТВ} \cdot (T_0 - T_i) + \left(1 - \frac{K_{зи}}{100}\right) \cdot (7345 + 274,5 \cdot \%C + 196,5 \cdot \%Si + 21,4 \cdot \%Mn + 124,5 \cdot \%P), \quad (2)$$

де $C_{ТВ}$ – питома теплоємність металобрухту, МДж/кг⁰С; T_0 та T_i – висхідна та температура брикетів після підігріву у конвертері, ⁰С; $K_{зи}$ – інтегральний коефіцієнт забрудненості брикетів неметалевими домішками.

У відповідності до розрахунків за виразом (2) при нагріві брикетів на 100-800 град у конвертері на енергоємність останніх суттєво впливає їх якість. Наприклад, збільшення енергоємності конвертерного процесу складає від 60 до 630 МДж/т та від 445 до 1000 МДж/т для забрудненості брикетів НВ у 2,47 та 7,87% від маси відповідно. Зі змен-

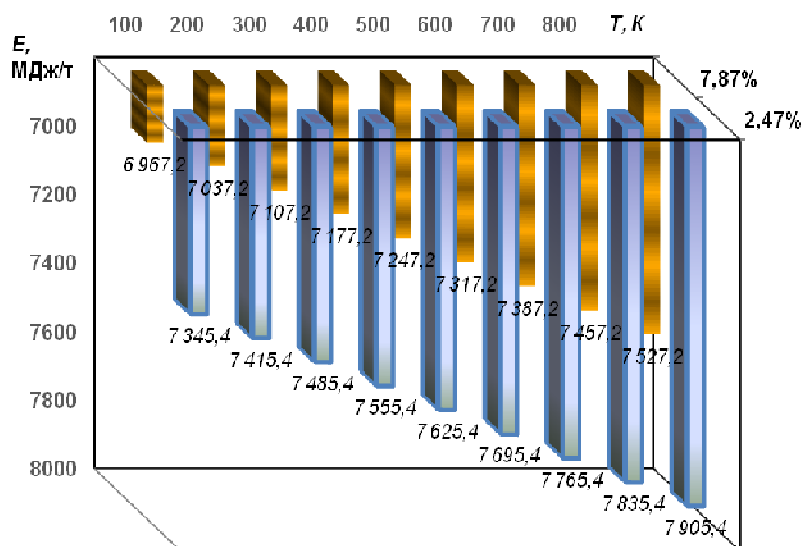


Рисунок 1 – Залежність приросту енергоемності брикетів зі сталеві стружки з різною величиною забрудненості неметалевими включеннями (%) від температури нагріву металошихти перед заливанням переробного чавуну у конвертер

шенням рівня забрудненості ефективність попереднього підігріву металошихти підвищується (рис.1). Порівняння витрат на конвертерну плавку при різних співвідношеннях чавуну та металобрухту у металошихті показує, що енергоефективність такого варіанту конвертерної плавки складає 1,91-1,92 ГДж/т (табл.2), що в цілому відповідає висновкам, наведеним у роботі [3].

Висновки. Збільшення рівня забрудненості брикетів зі сталеві стружки неметалевими включеннями зменшує їх хімічний тепловміст. Запропоновано вираз для розрахунку

Таблиця 2 – Матеріально-енергетичний баланс виплавки сталі у конвертері за штатною (ШТ) та технологією з попереднім підігрівом металобрухту (ПП)

Стаття витрат	Питомі витрати, од./т		Δ питомих витрат, од./т	Δ питомих енерговитрат, МДж/т
	ШТ	ПП		
Переробний чавун, кг/т	861,97	743,50	-118,47	+2925,02
Металобрухт (у тому числі 12% брикетів), кг/т ¹⁾	241,02	359,49	+118,47	-911,27 / -916,63 ²⁾
Кускове вугілля (АС), кг/т	1,55	3,07	+1,52	-47,12
Вапно, кг/т	54,8	44,6	-10,2	+55,08
Кисень, м ³ /т	45,67	60,48	+14,81	-100,71
Вогнетривкі матеріали, кг/т	1,14	1,62	+0,48	-17,34
Вихід шлаку, кг/т	92,1	69,6	-22,5	+25,65
Вміст (FeO) _к , %	16,9	14,2	-2,7	-9,13
Зменшення енерговитрат на виплавку сталі, МДж/т	1920,18 / 1914,82 МДж/т ²⁾			

¹⁾ розрахунок виконано з врахуванням попереднього підігріву 32 % металобрухту від загальної маси металошихти

²⁾ для брикетів зі ступенем забрудненості НВ у 2,47 та 7,87 % відповідно

ку зміни енергоемності металошихти при попередньому підігріві з врахуванням її складу та температури підігріву. Визначено, що збільшення енергоемності конвертерного про-

цесу з використанням брикетів зі сталеві стружки при підігріві останніх на 100-800 град перед заливанням чавуну складає від 60 до 630 МДж/т та від 445 до 1000 МДж/т для забрудненості брикетів НВ у 2,47 та 7,87% від маси відповідно. Зі зменшенням забрудненості брикетів неметалевими домішками енергоефективність попереднього підігріву металошихти зростає. Вплив ступеня забрудненості брикетів НВ на загальну енергоефективність конвертерної плавки складає у середньому 0,3% від загальної економії енергії, отриманої за рахунок підвищення частки металобрухту у металошихті.

Отримані величини зменшення енерговитрат на виплавку сталі (1,91-1,92 ГДж/т) свідчать про енергоефективність використання технології конвертерної плавки з попереднім підігрівом металобрухту у сировинних умовах дослідженого комбінату.

ЛІТЕРАТУРА

1. Сигарев Е.Н. Технологические аспекты производства высококачественной стали. *Металл и литье Украины*, 2005. №3-4. С.93-95.
2. Назюта Л.Ю., Рыбко А.С., Губанова А.В. Анализ структуры потребления топливно-энергетических ресурсов на металлургических предприятиях Украины. *Экотехнологии и ресурсосбережение*, 2006. №2. С.14-22.
3. Назюта Л.Ю., Лактионова О.Е., Рыбко А.С. Затраты в производственно-сбытовых логистических системах: механизм управления: монография. Ин-т экономики промышленности НАН Украины: Донецк, 2004. 297с.
4. Сігарьов Є.М., Полетаєв В.П., Вовк О.А., Сігарьов М.К. Удосконалення методики визначення металургійної цінності окускованих відходів *Зб. наукових праць Дніпровського державного технічного університету (технічні науки)*, 2019. Вип. 1(34). С.15-23.
5. Разработка конструкции двухъярусной фурмы и режима продувки ванны 160-т конвертеров ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог» с ее использованием / А.Г.Чернятевич, Е.Н.Сигарев, И.В.Чернятевич и др. *Теория и практика металлургии*, 2012. №5-6. С.76-85.
6. Сигарев Е.Н., Недбайло Н.Н., Гуржий Д.О. Энергосберегающий технологический маршрут выплавки стали для ПАО «ДМКД». *Зб. наукових праць Дніпродзержинського технічного університету: (технічні науки)*, 2015. Вип. 1(26). С.3-10.
7. Чернятевич И.В., Сигарев Е.Н., Чернятевич А.Г. Современное состояние и направления совершенствования конструкций кислородных фурм для продувки конвертерной ванны. *Бюллетень «Черная металлургия»: ОАО Черметинформация*, 2008. №12. С.23-27.
8. Баптизманский В.И. Энергосберегающие технологии сталеплавильного производства. *Вопросы теории и практики сталеплавильного производства*. М.: Металлургия, 1991. С.24-32.
9. Паниотов Ю.С., Зеликман В.Д. Анализ энергоемкости металлического лома. *Металлургическая и горнорудная промышленность*, 2002. №7. С.57-60.
10. Ровин Л.Е., Валицкая О.М. Ресурсосбережение при брикетировании стружки. *Вестник ГГТУ им. П.О. Сухого*, 2016. №2. С.27-35.

Надійшла до редколегії 31.03.2020.