

ISSN 1028-2335

№1
(142)
2024

**ТЕОРІЯ
І ПРАКТИКА
МЕТАЛУРГІЇ**

**THEORY
AND PRACTICE
OF METALLURGY**



ТЕОРІЯ І ПРАКТИКА МЕТАЛУРГІЇ

№1
(142)
2024

НАУКОВО-ВИРОБНИЧИЙ ЖУРНАЛ

Видається з березня 1997 року
Виходить 4 рази на рік

Засновники: Український державний університет науки і технологій
Відділення матеріалознавства та металургії
Академії інженерних наук України

Видавець: Український державний університет науки і технологій

Дніпро
2024

THEORY AND PRACTICE OF METALLURGY

No. 1
(142)
2024

SCIENTIFIC AND PRODUCTION JOURNAL

Issued since March 1997
Released 4 times a year

Founders: Ukrainian state university of science and technologies
Department of Materials Science and Metallurgy
Of the Academy of Engineering Sciences of Ukraine

Publisher: Ukrainian state university of science and technologies

Dnipro
2024

Журнал зареєстровано в Національній раді України з питань телебачення і радіомовлення як друковане медіа. Рішення № 924 від 28.09.2023. Ідентифікатор медіа: R30-01392.

Наказом Міністерства освіти і науки України №157 від 09.02.2021 р. журнал включено до категорії «Б» переліку наукових фахових видань України за спеціальностями:

133 – Галузеве машинобудування;

136 – Металургія;

161 – Хімічні технології

РЕДАКЦІЙНА КОЛЕГІЯ

Головний редактор – д.т.н., проф. Проїдак Ю.С. (Україна)

Заступник головного редактора – д.т.н., проф. Камкіна Л.В. (Україна)

д.т.н., проф. Білодіденко С.В. (Україна)

д.т.н., проф. Волкова О. І. (Німеччина)

д.т.н., проф. Гнатушенко В.В. (Україна)

д.т.н., проф. Кнапинський М.Я. (Польща)

д.т.н., проф. Куцова В.З. (Україна)

д.т.н., проф. Лежнев С.М. (Казахстан)

д.т.н., проф. Лялюк В.П. (Україна)

д.т.н., проф. Малий Є.І. (Україна)

д.т.н., проф. Медовар Л.Б. (Україна)

д.т.н., проф. Сігарьов Є.М. (Україна)

д.т.н., проф. Стовпченко Г.П. (Україна)

д.т.н., проф. Фролов Я.В. (Україна)

д.т.н., проф. Шатоха В.І. (Україна)

Матеріали публікуються мовою оригіналу та ліцензуються відповідно до [Creative Commons Attribution 4.0 International \(CC BY 4.0\)](https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/).

Автори зберігають авторські права на опубліковані статті та надають видавцеві невиключне право на публікацію статті з посиланням на нього, як на оригінального видавця, у разі повторного використання, а також на розповсюдження статті у будь-якій формі та на будь-яких носіях.

Автори можуть укласти окремі додаткові договори про невиключне поширення опублікованої статті (наприклад, розміщення її в інституційному репозитарії або публікація в книзі) із зазначенням її первинної публікації в цьому журналі з обов'язковим зазначенням doi статті.

The Journal is registered as a print media outlet by the National Council of Television and Radio Broadcasting of Ukraine. Decision No. 924, dated September 28, 2023. Media Identifier: R30-01392.

By the order of the Ministry of Education and Science of Ukraine No. 157 from 09.02.2021 p. the journal is included in category "B" of the list of scientific professional publications of Ukraine, by specialties:

133 - Industry engineering;
136 - Metallurgy;
161 - Chemical technologies

РЕДАКЦІЙНА КОЛЕГІЯ

Editor in Chief – D. Tech. Sc., prof. Proidak Yu. (Ukraine)

Honorable Editor – D. Tech. Sc., prof. Kamkina L. (Ukraine)

Prof., D. Tech. Sc. Bilodidenko S. (Ukraine)

Prof., D. Tech. Sc. Volkova O. (Germany)

Prof., D. Tech. Sc. Hnatushenko V. (Ukraine)

Prof., D. Tech. Sc. Knapiński M. (Poland)

Prof., D. Tech. Sc. Kutsova V. (Ukraine)

Prof., D. Tech. Sc. Lezhniev S. (Kazakhstan)

Prof., D. Tech. Sc. Lialiuk V. (Ukraine)

Prof., D. Tech. Sc. Malyi E. (Ukraine)

Prof., D. Tech. Sc. Medovar L. (Ukraine)

Prof., D. Tech. Sc. Siharov Ye. (Ukraine)

Prof., D. Tech. Sc. Stovpchenko H. (Ukraine)

Prof., D. Tech. Sc. Frolov Ya. (Ukraine)

Prof., D. Tech. Sc. Shatokha V. (Ukraine)

Articles are published in their original language and licensed under [Creative Commons Attribution 4.0 International \(CC BY 4.0\)](https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/).

Authors retain copyright of the published papers and grant to the publisher the non-exclusive right to publish the article, to be cited as its original publisher in case of reuse, and to distribute it in all forms and media.

Authors can enter the separate, additional contractual arrangements for non-exclusive distribution of the published paper (e.g., post it to an institutional repository or publish it in a book), with an indication of its primary publication in this journal and the mandatory indication of the article's doi.

Kamkina L.V., Velychko K.O., Velychko O.G., Jiang Zhouhua

Physico-chemical justification and experimental verification of a waste-free method of oxidative dephosphorization of a high-phosphorus manganese alloy

Камкіна Л.В., Величко К.О., Величко О.Г., Янг Джохуа

Фізико-хімічне обґрунтування та експериментальна перевірка безвідходного способу окисної дефосфорації високофосфористого марганцевого сплаву

Мета дослідження: фізико-хімічне обґрунтування умов процесу та розробка раціонального алгоритму одно-стадійног безвідходного способу окисного дефосфорування високофосфористого марганцевого сплаву. Методи: термодинамічний аналіз основних реакцій при окислювальному рафінуванні марганцевих сплавів з високим вмістом фосфору. Експериментальна перевірка основних стадій рафінування. Результати: Розглянуто фізико-хімічну сутність процесу рафінування високофосфористого марганцевого сплаву, який полягає у створенні умов для окиснення в сплаві марганцю, вуглецю та кремнію. Термодинамічний прогноз перебігу реакцій за заданих умов окисного рафінування супутнього металу підтверджує можливість отримання трьох продуктів: малофосфористого марганцевого шлаку, залізного розплаву та фосфоровмісного шлаку з вмістом оксиду фосфору 18-20 %. (фосфорне добриво). Наукова новизна: За результатами високотемпературного математичного моделювання встановлено, що найбільш раціональне споживання кисню, яке забезпечує досягнення поставлених завдань, становить ~ 13 м³. В якості окислювача доцільно використовувати кисень, що надувається повітрям, який вводять у ванну конвертера за допомогою надувного сопла зверху. При цьому загальна витрата повітря на 100 кг сплаву повинна бути близько 50 м³. Практична цінність: У роботі на основі термодинамічного прогнозу поведінки елементів супутнього сплаву в окисних умовах, оцінки термічної сторони процесу та подальшої експериментальної перевірки отримано результати, які підтверджують можливість створення безвідходної технологічної схеми рафінування високофосфористого сплаву. У цьому випадку рафінування сплаву доцільно проводити в умовах, наближених до умов сучасного виробництва малофосфористих марганцевих шлаків, при якому температура супутнього сплаву становить 1320...1350°C.

Ключові слова: електрометалургійне дефосфорування марганцевого концентрату, малофосфорний марганцевий шлак, високофосфорна марганцева лігатура, кисень, повітря, кисневий конвертер, продування.

The purpose of the study: physicochemical justification of the process conditions and development of a rational algorithm for a single-stage waste-free method of oxidative dephosphorization of a high-phosphorus manganese alloy. Methods: thermodynamic analysis of the main reactions during oxidative refining of manganese alloys with a high phosphorus content. Experimental verification of the main stages of refining. Results: The physicochemical essence of the refining process of a high-phosphorus manganese alloy, which consists in creating conditions for oxidation in the alloy of manganese, carbon and silicon, is considered. The thermodynamic forecast of the course of reactions under the given conditions of oxidative refining of the associated metal confirms the possibility of obtaining three products: low-phosphorus manganese slag, ferric melt and phosphorus-containing slag with a phosphorus oxide content of 18-20% (phosphorus fertilizer). Scientific novelty: Based on the results of high-temperature mathematical modeling, it was established that the most rational oxygen consumption, which ensures the achievement of the tasks, is ~ 13 m³. As an oxidant, it is advisable to use oxygen blown by air, which is introduced into the converter bath using an inflatable nozzle from above. In this case, the total air consumption per 100 kg of alloy should be about 50 m³. Practical value: In the work, based on the thermodynamic forecast of the behavior of the elements of the accompanying alloy in oxidizing conditions, assessment of the thermal side of the process and further experimental verification, results were obtained that confirm the possibility of creating a waste-free technological scheme for refining a high-phosphorus alloy. In this case, it is advisable to carry out the refining of the alloy in conditions close to the conditions of modern production of low-phosphorus manganese slag, in which the temperature of the accompanying alloy is 1320...1350°C.

Keywords: electrometallurgical dephosphorization of manganese concentrate, low-phosphorus manganese slag, high-phosphorus manganese ligature, oxygen, air, oxygen converter, blowing.

Introduction

Manganese ferroalloys are widely used in the smelting of steel and alloys, mainly in the form of ferromanganese and ferrosilicomanganese. When ferromanganese is smelted in ore reduction furnaces, ferromanganese brands and phosphorous slag are obtained. The main component of the charge in the smelting of manganese alloys is low-phosphorus slag, which

is obtained from manganese concentrates in ore reduction furnaces by selective reduction of elements. From a thermodynamic point of view, phosphorus has a lower affinity for oxygen than manganese. This feature is used for the carbon reduction of phosphoric anhydride coke, iron oxides, all higher manganese oxides, as well as 5-10% manganese oxide to metallic manganese with the production of low phosphorus

© Камкіна Л.В. – д.т.н., проф. УДУНТ
Величко К.О. – аспірант УДУНТ
Величко О.Г. – д.т.н., проф. УДУНТ, академік НАН України

Янг Джохуа – аспірант УДУНТ

Kamkina L. – d.t.s., profssor, USUST
Velychko K. – PhD student at USUST
Velychko O. – d.t.s., professor, USUST, Academician of the National Academy of Sciences of Ukraine
Jiang Zhouhua – PhD student at USUST



This is an Open Access article under the CC BY 4.0 license <https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>

manganese slag and a small amount of metallic phase based on manganese, iron, silicon, phosphorus and carbon. At the same time, almost all manganese oxide and silica turn into slag. The established features of dephosphorization of manganese-based alloys can be used to justify a rational technological scheme and establish an effective algorithm for refining the accompanying high-phosphorus manganese alloy from phosphorus.

Such an alloy with a high phosphorus content is a waste of the existing method of producing low phosphorus manganese slag. The alloy has the following chemical composition, %: Mn - 64.6; Si - 0.75; C - 5.8; P - 1.37; Fe is the rest. The output of the accompanying alloy when smelting 1 ton of slag is about 96 kg. At the same time, up to 50 kg of manganese is lost for every ton of phosphorous slag, which leads to the accumulation of manganese waste with a high phosphorus content, which has limited use. The possibility of its use in justifying the conditions of oxidative refining, taking into account the different chemical affinity of the alloy elements (Mn, P, Si, C, Fe) to oxygen. At the same time, the final goal can be not only the production of commercial ferromanganese and slag with a high phosphorus content [1], but also the creation of a waste-free technology with the production of two products of different functional purposes - slag and metal.

Analysis of the features of the physical and chemical interaction of the elements of the accompanying manganese alloy in the conditions of oxidative refining.

The thermodynamic forecast of the course of the process of refining manganese alloy from phosphorus and other impurities, as well as the results of experimental verification, indicate the impossibility of increasing the efficiency of the process, in our opinion, without creating special conditions for its intensification. An increase in process indicators can be achieved by carrying out oxidative refining of the alloy by blowing it with a gaseous oxidizer. At the same time, the negative effect, which will manifest itself in a significant increase in the temperature of metal and slag, must be trans-

formed into the advantages of the process, for example, by using melting coolants (gaseous, solid or liquid), the amount and composition of which will not decrease, but when certain refining conditions are created, will increase metallurgical value of refining products.

The choice of parameters of oxidative refining of the alloy, which will determine the features, mechanism and course of dephosphorization, depends not only on the initial composition of the alloy and slag-forming agents, but also on the new properties that the system acquires under the influence of external factors. The parameters of these effects on the studied process can be changed depending on the technological problems solved during the process in order to regulate the speed and direction of the main reactions of alloy refining.

Rational parameters of the refining process require the creation of a model of physical and chemical interactions between the reacting components based on a thermodynamic forecast of the course of the main reactions, an assessment of the thermal side of the process taking into account the known and established features of the kinetics of the processes under the given conditions of smelting. For the conditions of oxidative refining of a manganese alloy as one of the factors that determines its physical and chemical properties and the course of oxidation of alloy impurities, it is advisable to use the chemical affinity of the elements of the melt to oxygen. Since manganese is characterized by a chemical affinity for oxygen greater than that of iron [2, 3], it is practically impossible to effectively remove phosphorus in slag without significant losses of manganese through oxidative refining.

Phosphorus, which is contained in manganese ore concentrates) in the form of anion PO_4^{3-} , is adsorbed by manganese hydroxides and oxides, and is also represented by calcium phosphates [4-7]. In the process of smelting manganese ferroalloys, phosphorus is almost completely reduced not only by carbon, but also by silicon and manganese and turns into manganese ferroalloys [8-11].

The following manganese phosphides exist in the Mn-P system [12, 13]:

Manganese phosphide	Mn ₃ P	Mn ₂ P	Mn ₃ P ₂	MnP
Phosphorus content in phosphide, %wt.	15,82	21,99	27,32	36,06

Table 1 Changes in the thermodynamic parameters of the main reactions during the oxidative refining of a manganese alloy with a high phosphorus content

No.	Reaction	Thermodynamic parameters at 1500°C		
		ΔH , kJ	ΔS , J/K	ΔG , kJ
1	$2Mn_3P + 5,5O_2(g) = 6MnO + P_2O_5$	-3367.019	-748.907	-2039.094
2	$2MnP + 3,5O_2(g) = 2MnO + P_2O_5$	-1957.288	-511.493	-1050.334
3	$2Mn_2P + 4,5O_2(g) = 4MnO + P_2O_5$	-2585.445	-650.295	-1432.374
4	$5Mn + P_2O_5 = 5MnO + 2P$	-595.446	-36.214	-531.234
5	$2Fe + O_2(g) = 2FeO$	-476.438	-99.367	-300.246
6	$Si + FeO = Fe + SiO_2$	-470.537	-98.685	-295.554
7	$7 MnO + C = Mn + CO(g)$	288.379	172.248	-17.042
8	$Mn_2P = 2Mn + P$	209.509	45.040	-5.476
9	$Mn_3P = 3Mn + P$	274.350	101.357	-6.727
10	$MnP = Mn + P$	170.308	43.343	-6.234

As shown in [13], there is a stronger interaction between Mn and P atoms than between Fe and P atoms.

Thermochemical calculations of the main reactions that can be carried out under the conditions of oxidative refining of a manganese alloy with an increased phosphorus content were performed using the FactSage package, which consists of a number of information, database, calculation and manipulation modules that allow access and manipulation of pure substances and databases solutions [14].

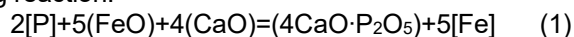
According to the data presented in the table 1, manganese phosphides have high strength and their dissociation is possible at a fairly high temperature: reaction (8) - ~ 4500°C; (9) - ~ 2500°C; (10) - ~ 3800°C. Analysis of thermodynamic conditions shows that the essence and mechanism of physicochemical transformations during oxidative refining of highly phosphorous manganese can be as follows. The high thermodynamic strength of Mn_2P , Mn_3P and MnP phosphides presupposes primarily reactions (1)-(3) with the formation of MnO and P_2O_5 . Simultaneously with these reactions, the reaction of manganese oxidation of the alloy develops during interaction with P_2O_5 and the formation of slag based on manganese oxides and phosphorus, which dissolves in iron, creating a metallic phase. In this case, the physicochemical model of oxidative refining of a manganese alloy with a high phosphorus content will be determined by the factors of thermodynamics and real kinetics. The simultaneous implementation of reactions not forbidden by thermodynamics with a speed determined by the chemical affinity of the elements to oxygen and their mutual influence is taken into account. In addition, the exothermic nature of oxidation-reduction reactions (except for the reaction of carbon oxidation with iron oxide), the arrival of thermal energy from which leads to a significant increase in the temperature of slag and metal, which requires the creation of a cooling effect by adding melt coolers. The high chemical activity of manganese to oxygen creates conditions for intensive oxidation of manganese, and "protects" phosphorus and iron from oxidation with the formation of a metallic phase. The formation of the slag phase on the basis of manganese oxide and cooling materials, the quantitative ratio of which ensures in the process of oxidative refining the necessary melting temperature of the slag phase, its fluidity and, accordingly, the achievement of high refining speeds.

Thus, the main provisions that can be used in justifying the scheme and establishing rational parameters of oxidative refining of the alloy were adopted: higher chemical affinity of manganese to oxygen compared to phosphorus; exothermic nature of the oxidation reactions of manganese, silicon, iron and carbon with oxygen; the need to cool the melt during the oxidative refining of the alloy [15]; exclusion from the composition of lime smelting coolers [16]; approximation of the average temperature of the process to the initial temperature of the highly phosphorous alloy of current production [17].

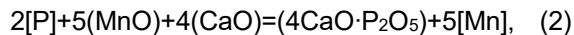
In order to create a rational method of dephosphorization of manganese alloys that is efficient in terms of costs and results, an analogy was drawn between the physical and chemical features of the redistribution of melts based on iron and manganese. Under the conditions of steel melting in the oxygen converter, the excess amount of elements of the iron-carbon melt is oxidized by blowing oxygen and iron oxides (except for sulfur, the transition of which is carried out by an exchange-type reaction). At the same time, a mandatory condition for effective desulfurization is the creation of the main slag. The oxygen-converter process is also characterized by the gas mode of its implementation, as a result of which steel and an inevitable by-product are obtained - slag, in which harmful impurities, including phosphorus, are assimilated.

The production of manganese alloys is carried out under reducing conditions by endothermic reactions of carbon-thermal reduction of manganese, silicon and iron oxides using external sources of thermal energy. When working with manganese raw materials, several technologies are implemented to obtain at least two types of materials and, accordingly, two types of waste [18]. These features are determined by the fact that the phosphorus of well-known manganese phosphides, which have a fairly high strength, is largely transferred from the ore raw material to the alloy, and when the necessary conditions are created, it can be assimilated by the slag or remain in the alloy [11]. From a physicochemical point of view, the implementation of dephosphorization of a highly phosphorous manganese alloy with the production of an additional amount of commercial ferromanganese by a method similar to the dephosphorization of steel (ferrite method) using basic slag is practically impossible, since manganese has a greater affinity for oxygen than iron [2].

During steel smelting, dephosphorization takes place with the participation of the slag phase containing (FeO) as an oxidant, according to the corresponding reaction:



Under the conditions of ferromanganese production, such an oxidizing agent can be (MnO) according to the reaction:



Calculations showed that this reaction in the direct direction does not occur, since manganese has a greater affinity for oxygen than phosphorus. Manganese acts as a reducing agent of phosphoric anhydride, even if phosphoric anhydride is bound to calcium oxide:



However, in the conditions of refining an alloy with a high phosphorus content, the reaction of oxidation of phosphorus by iron oxide, which occurs intensively during steel smelting, will not lead to a significant decrease in the phosphorus content in the alloy, since during the refining of ferromanganese simultaneously with this reaction, the reduction of phosphoric anhydride by the manganese of the alloy will more likely occur by reaction (3). As a result of the simultaneous flow

of reactions (1) and (3), iron oxide will oxidize manganese with its transition into the slag phase. Thus, in the conditions of ferromanganese smelting, oxidative refining of ferromanganese from phosphorus is practically impossible thermodynamically. The main idea that determines the final results of refining in its development is to create conditions for the predominant oxidation of manganese, oxidation of a certain part of carbon and silicon with the formation of a low-phosphorus slag based on manganese and metal oxides based on iron and phosphorus.

In order to justify the rational physical and chemical conditions for the oxidative refining of the accompanying manganese alloy, thermodynamic calculations of the forecast of the behaviour of the elements in the conditions of the oxidative refining of the alloy were carried out. In the future, based on the results of the thermodynamic forecast and the established kinetic laws of the process, it is necessary to substantiate the optimal conditions and propose a technological scheme of refining, which will ensure the implementation of a waste-free method of oxidative refining of the alloy.

When calculating the values of changes in Gibbs energy for the reactions that take place during the oxidative refining of the accompanying manganese alloy, in order to approximate real conditions, the values of changes in ΔG of dissolution in iron C, Si, Mn, and P were taken into account according to the expressions given in [19]. The results of calculations of changes in the Gibbs energy of the studied reactions as a function of temperature confirm the possibility of creating the necessary conditions, which in the process of oxidative refining of the accompanying manganese alloy with a high content of phosphorus, will ensure a significant minimization of the oxidation of phosphorus in the alloy and its transition to the slag phase. In this case, silicon, manganese, iron and carbon of the metal alloy will "protect" phosphorus from oxidation.

One of the most important parameters of the oxidative refining of a by-metal is the temperature of the process. Taking into account the fact that the temperature of the accompanying metal according to the current low-phosphorus slag smelting technology is about 1350°C, the interval of 1400...1600°C was previously adopted as the most rational temperature interval for the release of refining products, with the possibility of approaching the temperature at the outlet to the temperature of the original accompanying metal. The adopted temperature interval is justified by the fact that when using only air blast as an oxidizer, without additional cooling of the melt, the final temperature can reach 2000°C, which requires the use of solid coolers of the melt. Another, no less important parameter of the oxidative refining of the accompanying metal is the amount and type of oxidizing agent. To ensure the maximum degree of oxidation of manganese and minimum phosphorus, it is advisable to use a combination of two types of oxidizing agents - gaseous and solid. Air is chosen as the main oxidizing agent necessary for the intensification of the process. Its use in the refining

of the accompanying metal is justified by the possibility of obtaining two positive effects of synergy: oxidation of elements (Mn, Si and C) with air oxygen and cooling of the melt with air nitrogen. In the case of a significant increase in the temperature of metal and slag at the outlet, its reduction can be achieved by adding materials that are effective coolers, for example, rolling slag. According to data [20], the cooling effect of scale is about 4 times higher than that of scrap metal.

Thus, when using rolling slag in the process of oxidative refining of the accompanying metal, two more positive effects can be realized: cooling of the melt and additional oxidation of alloy impurities. The total cooling effect for the option of implementing the process at 1500°C is determined by the difference between the heat input from the oxidation reactions of silicon (~ 17,000 kJ/kg silicon), manganese (~ 3,000 kJ/kg manganese), iron (~ 4,250 kJ/kg iron) and heating costs melting coolers to a given temperature (slag, SiO₂, MgO, etc.), dissociation of iron oxides that are part of the slag: $Q_{\text{Fe}_2\text{O}_3} = 5.134\text{kJ/kg}$ and $Q_{\text{FeO}} = 3.744\text{kJ/kg}$, the implementation of the endothermic reaction of carbon alloy oxidation by iron oxide to CO (~ 9500 kJ/kg of carbon). According to calculations, the specific heat consumption when using slag is about 4200 kJ/kg of slag. Heat losses in the converter-type unit are estimated to be 3.5% of the total heat energy input. Heat losses with exhaust gases, which are formed during oxidative refining of manganese alloy with air blast (N₂ and CO), were also taken into account.

In order to establish the possible influence of oxygen consumption (O₂ of air blowing and oxygen of iron oxides (FeO + Fe₂O₃) and process temperature on indicators of oxidative refining of manganese alloy (compositions of metal and slag), data were obtained that establish a relationship between oxygen consumption and compositions of slag and metal phases for the conditions of oxidative refining of the alloy at different temperatures of 1400...1900°C. The given values of changes in the Gibbs energy of the investigated reactions as a function of temperature confirm the possibility of creating the necessary conditions that, in the process of oxidative refining of the accompanying manganese alloy with a high phosphorus content, will ensure a significant minimization of the phosphorus oxidation of the alloy and its transition into the slag phase. In this case, phosphorus will be "protected" by silicon, manganese, iron and carbon of the metal alloy.

The analysis of the obtained dependences of the compositions of the metal and slag phases on the oxygen consumption and the temperature of the process allows us to assume that when using ~ 13m³ of oxygen for the entire refining process of highly phosphorous metal, the achievement of the set tasks is ensured - obtaining manganese low phosphorous slag and a metal phase based on iron and phosphorus. When only air blowing is used as an oxidizer, the air consumption, which will ensure that 13 m³ of oxygen enters the bath, is about 61.9 m³ (oxygen - 13 m³ and

nitrogen - 48.9 m³). A decrease in the oxygen consumption below 13m³ per 100 kg of alloy leads to a decrease in the content in the slag phase (MnO), an increase in the air consumption above 13m³ in the investigated temperature range (1400...1900°C) - to a decrease in the content in the slag (MnO) due to an increase in it content (FeO). The intensity of formation (FeO) will increase with a decrease in the content of carbon, silicon and manganese in the metal. At the same time, a decrease in temperature by 100°C leads to a decrease in the completeness of the transition of manganese to slag by ~ 0.8%. Increasing the temperature of the process by 100°C increases the phosphorus content in the slag by 0.7% while increasing the FeO content in it by ~ 0.9%.

Based on the analysis of the obtained data, no significant effect of temperature on the composition of the slag and metal phase at a constant oxygen consumption was found. The ambient temperature of the release of slag and metal melts is determined by the melting temperature of low-phosphorus manganese slag, which is about 1400°C, which is significantly higher than the melting temperature of the remains of the iron-based metal phase, which contains 4-6% phosphorus.

Experimental evaluation of the refining efficiency of the accompanying manganese alloy under oxidizing conditions.

Experimental melting was carried out on a high-temperature model of a 30 kg converter-type unit with a magnesite lining. As an object of refining, the accompanying manganese metal obtained during the production of low-phosphorous manganese slag in the amount of 30 kg with the following composition in % by weight was used: Mn - 50.00; Fe - 42.00; C - 3.50; Si - 0.20; P - 4.30.

As a gaseous oxidizer, air was used, which was introduced from the compressor into the liquid alloy through the upper blowing two-nozzle lance, which

was cooled by running water. The specific air consumption per nozzle was 0.55 m³/min. The inner diameters of the nozzles of the blowing nozzle were equal to 3.8 mm. The temperature of the accompanying metal, which was melted in the induction furnace, was 1320°C. The lining of the melting unit was heated up to ~ 1200°C before the experimental companion metal was released into it. The location of the lance above the level of the still metal was 76 mm (20 calibres). The blowing time is 13 minutes. The total time of the process of oxidative refining of the accompanying manganese metal with three times the addition of flux (3·0.5 min.) was ~ 14.5 min. Flux additives were made using briquettes based on them (diameter - 3.2 cm; thickness - 3.5 cm). The temperature of the metal melt was measured using a BP5/20 thermocouple immersed in the melt: the first measurement - after the release of the accompanying metal into the laboratory unit, the following - before the introduction of the flux, the last temperature measurement was carried out 0.5 minutes after the end of purging.

The introduction of additives on the surface of the liquid bath was carried out with the cessation of air blowing of the metal bath for 0.5 min. The first portion was placed on the surface of the metal bath after blowing for 2 minutes; the second - after blowing for 4 minutes; the third - after blowing for another 4 minutes. After the addition of the last portion of additives, purging was carried out for 3 minutes, which is necessary to maintain the slag in a liquid state, to implement the final period of oxidation of manganese with air oxygen, to raise the temperature of the slag and metal residues to the outlet temperature (~1550...1600°C) and to average the metal and slag phase by chemical composition and temperature. At the end of the process, slag and metal samples were taken and their chemical composition was determined.

Table 2. Results of experimental high-temperature modeling of oxidative refining of highly phosphorous metal

No.	Type of product of oxidative refining								T, °C on release
	Low-phosphorus manganese slag, %wt.				Metal phase (ferrophosphorus), %wt.				
	MnO	FeO	SiO ₂	P ₂ O ₅	Fe	Mn	P	Si	
1	69.30	1.58	31.80	0.01	86.60	6.99	6.38	0.002	1530
2	73.8	1.25	29.7	0.02	85.40	6.57	6.30	0.003	1410
3			8.5	18.5	remain- der	2.7	0.002		1540

The temperature of the metal before the introduction of the first portion of the fluxes onto the surface of the melt was ~ 1425°C; before introducing the second portion of the melt onto the surface ~ 1495°C; the third ~ 1550°C. The temperature at the end of the oxidation refining process before the release of slag and metal was about 1595°C. As a result of the implementation of the method of refining 30 kg of accompanying metal (waste from the production of low phosphorous slag) in laboratory conditions using a high-temperature model of the converter type, low phosphorous slag in the amount of 25.6 kg (melt No. 1) and a metal close in composition to ferrophosphorus in the amount 17.4 kg.

The obtained ferrophosphorus in a liquid state was transferred to the converter, limestone was loaded and melt blowing was carried out. As a result, a commercial metal containing 2-3% Mn was obtained, the rest - iron and slag with a P₂O₅ content of 18-20%, the rest CaO SiO₂. Such slag can also be used as a phosphate fertilizer.

The obtained results indicate the expediency of using in industrial conditions of refining a highly phosphorous manganese alloy in oxidizing conditions using air blowing.

The choice of the most rational algorithm for the mode of blowing and slag formation is determined by

the peculiarities of the real kinetics of oxidation reactions, mainly by the change in the intensity of the carbon oxidation reaction of the metal melt. With a significant increase in the intensity of carbon oxidation, which corresponds to an increase in temperature to ~1450°C and leads to a significant increase in gaseous products formed in the volume of the metal melt, it is advisable to reduce the specific air consumption during this period. After the introduction of flux additives and scum for cooling the metal bath, with a significant decrease

in the carbon content in the metal (~ to 0.2 ÷ 0.3%), the specific air flow can be increased to the optimal level.

In work based on thermodynamic forecast the behavior of the elements of the accompanying alloy under oxidizing conditions, evaluation of the thermal side of the process and further experimental verification, the results were obtained, which confirm the possibility of creating a waste-free technological scheme for refining a highly phosphorous alloy (Fig. 1).

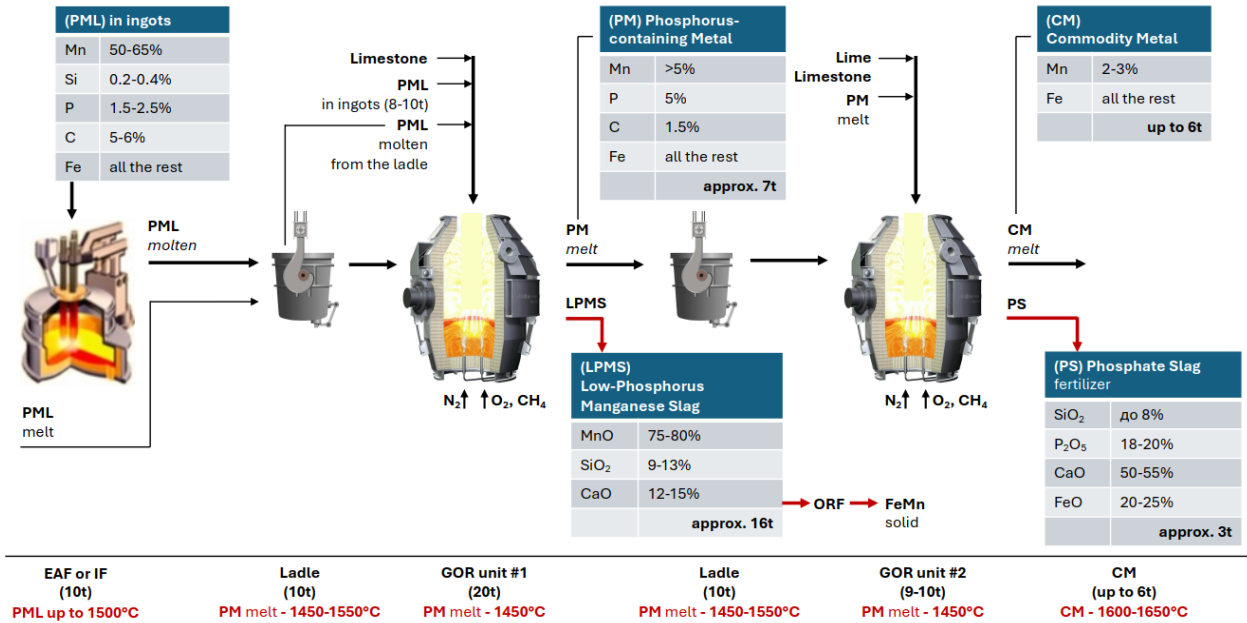


Fig.1. The technological flow chart for processing of phosphorus-containing manganese ligature (PLM)

The classical scheme of ferromanganese alloys production under the conditions of recycling high-phosphorus manganese ores of the Nikopol deposit has been significantly changed. Under the leadership of Academician Gasik M.I. specialists of the former Dnepropetrovsk Metallurgical Institute and Nikopol Ferroalloy Plant proposed and adopted the technology of smelting first low-phosphorus manganese slag from the concentrate of high-phosphorus manganese ore, and then, using this slag, proposed to smelt high-quality ferromanganese. Low-phosphorus manganese slag contains 38-39% Mn (50-51% MnO), 32-34% SiO₂ and 0.02% P and serves as a quality material for smelting manganese alloys in ore-recovery furnace.

Iron, phosphorus and partially manganese reduced during processing form a metallic melt with high content of manganese and phosphorus. The composition of the melt, which was determined at the plant as a ligature, is manganese - 55-65%, carbon - 5-6%, silicon - 0.2%, phosphorus - 1.5-2.5% and the rest - iron. Up to 50 tons of such ligature are smelted per day. The produced melt is a valuable material in terms of manganese content, but high concentrations of phosphorus make its use impossible. Tens of thousands of tons of ligature in ingots are stored and await processing using efficient technology.

Therefore, processing of phosphorus manganese ligature, a valuable by-product of low-phosphorus

manganese slag smelting, is an urgent and demanded task.

The performed laboratory research and calculations allowed to propose a step-by-step separation by selective oxidation of the main components of phosphoric manganese ligature - manganese, carbon, phosphorus and iron. On 1t and 5t converters of gas-oxygen refining of the National Metallurgical Academy of Ukraine and the plant "Promarmatura" in Mirgorod the semi-industrial and industrial testing of the components of the proposed method of processing of phosphorus manganese ligature (PML) was carried out. In particular, the possibility of oxidative blowing of PML melt and obtaining low-phosphorus manganese slag, as well as blowing of phosphorus-containing melt to phosphate slag.

For Nikopol Ferroalloy Plant a technological sequence of FML processing was developed, the scheme of which is proposed in Fig. 1.

Three steelmaking units are used for processing: 10t electric arc furnace (EAF) (or induction furnace of the same capacity), gas-oxygen refining converters 20t - #1 and 10t - #2 (Fig. 2). Gas-oxygen refining converters (GOR) provide oxidative blowing of melts and intensive mixing during melting. The National Metallurgical Academy of Ukraine has accumulated extensive experience in oxidative blowing in the GOR converter.



Fig. 2. Gas-oxygen refining converter (GOR)

PML ingots are melted in 10t EAF (or induction furnace). The melt is poured into a ladle and transferred to the GOR converter section, after which it is charged into 20t converter #1 through a neck at a temperature of about 1500°C. Oxygen blowing is carried out through bottom tuyere. During blowing 10t of PML ingots are loaded in several portions to cool the smelting and limestone is loaded to form slag. Blowing mode and cooling of the smelting is carried out in such a way that oxygen blowing provides oxidation of manganese and partially carbon, while phosphorus is retained in the iron melt. As a result of oxidation manganese forms low-phosphorus slag (LPMS) and its concentration in the melt decreases from 50-65% to 5%. When manganese concentration in the melt exceeds 5%, the latter blocks phosphorus oxidation and its transfer to slag. In this connection, oxygen blowing in the first GOR converter is finished after manganese concentration in the melt reaches about 5%. A large amount of low-phosphorus slag is formed, which is tapped from the converter to the slag bowl 3 times. Slag composition: MnO - 75-80%, CaO - 12-15%, SiO₂ - 9-13%. Up to 17 tons of LPMS obtained (smelted) is used as a commercial product for smelting ferromanganese in the subsequent ore-reduction furnace. Another smelting product is phosphorus metal (PM), which contains up to 1.5% carbon, more than 5% manganese and about 5% phosphorus. The latter (about 7t) is poured into a ladle and transported to GOR converter #2.

Approximate consumption of materials and energy per 1 t of PML in the GOR unit No.1:

1. Electricity consumption – 300-350 kWh.
2. Oxygen consumption for oxidation of manganese – 130 m³/t
3. Oxygen consumption for by-product decarburization of metal – 45 m³/t
4. Natural gas consumption – 15-17 m³/t
5. Nitrogen consumption – 15 m³/t

The purpose of GOR converter #2 is to remove carbon and successfully dephosphorise. In this oxygen blowing process, converter #2 solves these tasks. During the blowdown, lime is loaded into the converter in portions and slag is removed at a P₂O₅ content of 18-20%. After that new slag is induced and further oxidation of phosphorus is carried out with further slag

removal when it reaches 18-20% of phosphorus oxide. Obtained phosphate slag (PS) contains 18-20% P₂O₅, 50-55% CaO, up to 8% SiO₂ and 20-25% FeO. The amount of phosphate slag is up to 3 tons per smelting or about 160kg per ton of phosphate manganese ligature. Phosphate slag is a high-quality fertiliser for agriculture.

As a result of refining in the GKR #2 converter a melt with relatively low carbon content and manganese concentration up to 2-3% is obtained, which is in demand as a metal billet. The amount of metal is ~ 6t per melt or 300kg per ton of PML.

At the approximate duration of melting in GOR unit No.1 and GOR unit No.2 is about 2 hours.

There are ~ 10 melts per day.

Using 20 tons of GOR unit No.1 and up to 10 tons of GOR unit No.2 it is possible to process in a day ~ 200 tons of PML and approximately to receive:

- low-phosphorus manganese slag (LPMS) – 160t (for manganese ferroalloys production)
- phosphate slag – 30t (phosphate fertilizer)
- commodity metal – 60t (ingots/billets for steel production)

Per month (20 working days):

- commodity LPMS – 3 200t
- phosphate slags – 600t
- commodity metal – 1 200t

Conclusions. Based on the results of thermodynamic calculations, a rational algorithm for a waste-free method of oxidative dephosphorization of the accompanying highly phosphorous manganese alloy, which is formed during the electrometallurgical dephosphorization of manganese concentrate, was determined. The physico-chemical essence of the process of refining a highly phosphorous manganese alloy is considered, which consists in creating conditions for the oxidation of manganese, carbon and silicon in the alloy. The thermodynamic prediction of the course of reactions under the given conditions of oxidative refining of the accompanying metal confirms the possibility of obtaining three products: low phosphorous manganese slag, iron-based melt and phosphorus-containing slag with a content of phosphorus oxide of 18-20% (phosphorous fertilizer). It is promising and effective to

use blowing of the melt with oxygen in an oxygen converter using a blowing nozzle from above with an oxygen consumption of 15...13 m³. At the same time, the total air consumption per 100 kg of alloy should be about 50 m³. On the basis of the thermodynamic forecast of the behavior of the elements of the accompanying alloy under oxidizing conditions, the assessment of the thermal side of the process and further experi-

mental verification, the results were obtained that confirm the possibility of creating a waste-free technological scheme for the refining of a highly phosphorous alloy. At the same time, it is advisable to refine the alloy in conditions close to the conditions of current production of low-phosphorous manganese slag, in which the temperature of the accompanying alloy is 1320...1350°C.

References

1. Mianovska, Ya. V., Proidak, Yu. S., Kamkina, L. V., Mishalkin, A. P., & Hryshchenko, Yu. N. (2017). *Sposib defosforatsii ridskoho vuhletsevoho feromarhantsiu z pidvyshchenym vmistom kremniuu*. (Patent No. 114147). Ukrpatent, Biul. No. 8.
2. Armstrong, F. A. (2008). Why did Nature choose manganese to make oxygen? *Philos Trans R Soc Lond B Biol Sci.*, 363, 1263–1270. <https://doi.org/10.1098/rstb.2007.2223>
3. Pecoraro, V. L., Baldwin, M. J., & Gelasco, A. (1994). Interaction of Manganese with Dioxygen and Its Reduced Derivatives. *Chem. Rev.*, 94(3), 807–826. <https://doi.org/10.1021/cr00027a012>
4. Post, J.E. (1999). Manganese oxide minerals: Crystal structures and economic and environmental significance. *Proc. Natl. Acad. Sci. USA*, 96, 3447–3454. <https://doi.org/10.1073/pnas.96.7.3447>
5. Augustin, M., Fenske, D., Bardenhagen, I., Westphal, A., Knipper, M., Plaggenborg, T., Kolny-Olesiak, J., & Parisi, J. (2015). Manganese oxide phases and morphologies: A study on calcination temperature and atmospheric dependence. *Beilstein J Nanotechnol.*, 6, 47–59. <https://doi.org/10.3762/bjnano.6.6>
6. Chaput, D. L., Fowler, A. J., Seo, O., Duhn, K., Hansel, C. M., & Santelli, C. M. (2019). Mn oxide formation by phototrophs: Spatial and temporal patterns, with evidence of an enzymatic superoxide-mediated pathway. *Sci Rep.*, 9, 18244. <https://doi.org/10.1038/s41598-019-54403-8>
7. Hasyk, M. Y. (1992). *Marhanets*. Metallurhyia
8. Hasyk, M. Y., Horbachev, V.F., & Khytryk, S.Y. (1972). Fosfor v nykopskyykh marhantsevykh rudakh y eho povedenye pry vyplavke marhantsevykh ferrosplavov. *Yzv. vuzov. Chernia metallurhyia*, (8), 69–75.
9. Shin, D.J., Gao, X., Ueda, S., & Kitamura, S.-Y. (2019). Selective Reduction of Phosphorus from Manganese Ore to Produce Ferromanganese Alloy with Low Phosphorus Content. *Journal of Sustainable Metallurgy*, 5(3), 362–377. <https://doi.org/10.1007/s40831-019-00227-9>
10. Xi, X., Yang, S., Li, J., Luo, D., Cai, X., & Lai, C. (2019). Phosphorus distribution between rare earth oxides containing slags and ferromanganese alloy. *Ironmaking and Steelmaking*, 46(5), 485–490. <https://doi.org/10.1080/03019233.2017.1405151>
11. Kim, D.-Y., Kim, H.-S., & Jung, S.-M. (2016). Production of (Mn,Fe)-carbide containing low phosphorus by carbothermic reduction of Mn oxide and Fe oxide. *Engineering Solutions for Sustainability: Materials and Resources II*, 73–83. https://doi.org/10.1007/978-3-319-48138-8_6
12. Liakyshev, N. P. (Ed.) (1997). *Dyahrummy sostoiannya dvoynykh metallycheskyykh system*. Vol. 2. Mashynostroeny, 509–510
13. Lee, Y. E. (1986). Thermodynamics of the Mn-P system. *Metallurgical Transactions B*, 17(4), 777–783. <https://doi.org/10.1007/BF02657140>
14. Bale, C. W., Bélisle, E., Chartrand, P., Decterov, S. A., Eriksson, G., Hack, K., Jung, I.-H., Kang, Y.-B., Melançon, J., Pelton, A. D., Robelin, C., & Petersen S. (2009). FactSage thermochemical software and databases - recent developments. *Computer Coupling of Phase Diagrams and Thermochemistry*, 33(2), 295–311. <https://doi.org/10.1016/j.calphad.2008.09.009>
15. Xi, X., Yang, S., Li, J., Luo, D., Cai, X., & Lai, C. (2019). Phosphorus distribution between rare earth oxides containing slags and ferromanganese alloy. *Ironmaking and Steelmaking*, 46(5), 485–490. <https://doi.org/10.1080/03019233.2017.1405151>
16. Masaki, F., Hiroyuki, K., Akira, Y., & Michitaka, M. (1988). Dephosphorization OF Fe-Mn-C alloy with BaCO₃. *Tetsu-To-Hagane/Journal of the Iron and Steel Institute of Japan*, 74(5), 816–822. https://doi.org/10.2355/tetsutohagane1955.74.5_816
17. Joo, S.-W., Hong, S.-H., Lee, G.-H., & You, B.-D. (2013). Evaporation behavior of low carbon ferromanganese alloy melt at reduced pressure. *Metals and Materials International*, 19(3), 585–590. <https://doi.org/10.1007/s12540-013-3030-x>
18. Hasyk, M. Y., & Liakyshev, N. P. (1999). *Teoriya y tekhnolohiya elektrometallurhyi ferrosplavov*. SP Ynternet Ynzhyryn
19. Ellyot, D.F., Hleizer, M., & Ramakryshna, V. (1969). *Termokhymyia staleplavlynykh protsessov*. Metallurhyia
20. Rozenhart, Yu. Y., Yakobson, B.Y., & Muradova, Z. A. (1988). *Vtorychnye enerhetycheskye resursy chernoi metallurhyi y ykh yspolzovanye*. Vyshcha shkola

Надійшла до редколегії / Received by the editorial board: 18.12.2023
Прийнята до друку / Accepted for publication: 20.02.2024

Засельський В. Й., Пополов Д. В.

Визначення важливих чинників енергоємності у процесі доменного виробництва

Zaselskyi V.Y., Popolov D.V.

Identification of critical factors affecting energy consumption in the blast furnace production process

Метою досліджень є виявлення факторів, що впливають на енергоємність доменного виробництва, визначення та надання науково-обґрунтованих рекомендацій щодо застосування необхідного обладнання, яке дозволяє зменшити енергоспоживання в існуючих технологічних трактах. Виявлення факторів виконувалось методом експертного оцінювання. На першому етапі формувалась експертна група з фахівців вищезазначеного виробництва, на другому етапі визначалась їх компетентність; на третьому етапі використовувався метод Дельфи, експертами були сформовані фактори котрі впливають на енергоємність доменного виробництва; на четвертому етапі були надані оцінки ступеня впливу зміни обраних факторів. Отримані дані оброблялись статистичним методом та ранжувались у порядку зменшення впливу на енергоємність досліджуваного виробництва. Ступінь узгодженості думок експертів оцінювалось за допомогою коефіцієнта конкордації. За результатами отриманої експертної оцінки було встановлено, що найбільший вплив на енергоємність доменного виробництва чинить вміст некондиційних фракцій коксу та залізовмісної частини шихти. Тому була звернута увага на підготовчі процеси пов'язані з розділом металургійної шихти за крупністю та виконано аналіз формування гранулометричного складу шихтових матеріалів на різних ділянках тракту його переробки і транспортування до подачі в доменну піч. Аналіз отриманих даних показав, що на тракті шихтопідготовки відбувається постійне нарощування вмісту некондиційного матеріалу в об'ємі шихти, в той же час ефективність грохочення сировини не перевищує 50 % для агломерату та 60 % для коксу, що не дозволяє забезпечити необхідні технологічні вимоги до прийнятних відсотків дрібних фракцій. З'ясовано, що в початковій шихті міститься 8,6 % і 19,9 % забиваючих частинок, розміри котрих близькі до розміру апертури сит (5 мм для агломерату та 25 мм для коксу) у зв'язку з чим, вірогідність їх проходження через отвори сіячої поверхні наближаються до нуля. При грохоченні досліджуваних матеріалів товстим шаром важкопрохідні через отвори сіячої поверхні частинки з часом забивають її, внаслідок чого знижується ефективність відсіву некондиційної частини металургійної шихти, що суттєво впливає на енергоємність доменного виробництва. Рекомендується знайти сучасні технічні рішення, які б дозволили збільшити ефективність грохочення за рахунок зменшення забиття сіячої поверхні грохотів, а також одночасно з цим вирішити питання якості стабілізації гранулометричного складу шихти яка подається в доменну піч.

Ключові слова: доменне виробництво, розсів, стабілізація, гранулометричний склад, шихта, енергоємність.

The purpose of the research is to identify factors that affect the energy intensity of blast furnace production, determination and provision of scientifically based recommendations on the use of the necessary equipment, which allows to reduce energy consumption in the existing technological paths. The identification of factors was identified by expert evaluation. At the first stage an expert group of specialists from the above-mentioned production was formed, at the second stage was to determine their competence; the third stage the Delphi method was used, and the experts identified the factors that affect the energy intensity of blast furnace production; at the fourth stage, the assessed the degree of influence of changes in the selected factors. The data obtained were processed statistically and ranked in descending order of influence on the energy intensity of the studied production. The degree of consistency of experts' opinions was assessed using the concordance coefficient. According to the results of the expert assessment, it was found that the greatest impact on the energy intensity of blast furnace production is made by the content of substandard fractions of coke and the iron-containing part of the charge. Therefore, attention was paid to preparatory processes related to the separation of the metallurgical charge by size and the analysis of the formation of the particle size distribution of charge materials at different parts of the route of its processing and transportation to the blast furnace. The analysis of the data showed that in the charge preparation path there is a constant increase in the content of substandard material in the volume of the charge, while the screening efficiency of raw materials does not exceed 50 % for sinter and 60 % for coke, which does not allow to meet the necessary technological requirements for acceptable percentages of fines. It was found out that the initial part of the charge contains up to 8.6 % and 19.9 % of clogging particles, the size of which is close to the size of the sieve aperture (5 mm for agglomerate and 25 mm for coke), and therefore, the probability of their passage through the holes of the screening surface are close to zero. When screening the materials under study materials in a thick layer, hard-to-pass particles through the holes of the sieving clog the screening surface over time, resulting in a decrease in screening efficiency of the substandard part of the metallurgical charge, which significantly affects energy intensity of blast furnace production. It is recommended to find modern technical solutions that would allow to increase the efficiency of screening, taking into account the reduction of clogging of the screening surface, and at the same time to solve the issue of quality stabilization of the particle size distribution of the charge fed into the blast furnace.

Keywords: blast furnace production, screening, stabilization, granulometric composition, charge, energy intensity.

Вступ

Металургійне виробництво завжди було рушійною силою економіки України та привабливою галуззю для інвестицій, оскільки за короткий період часу, при забезпеченні належних умов, дозволяє

підвищити обсяги і якість виробленої продукції, що дає суттєву прибутковість. Однак, зараз металургія України знаходиться в дуже складному становищі адже обсяги виробництва в період воєнного стану

© Засельський В. Й. - д.т.н., проф. ННТІ ДУЕТ м.Кривий Ріг
Пополов Д. В. - к.т.н., доц. ННТІ ДУЕТ м.Кривий Ріг

Zaselskyi V. Y. - d.t.s. prof SUET Kryvyi Rih
Popolov D. V. - c.t.s. docent SUET Kryvyi Rih



Ця стаття відкритої доступу за ліцензією CC BY 4.0
<https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/deed.uk>

впали більше ніж у п'ять разів порівняно з довоєнним рівнем.

Разом з перемогою України настане час відродження для металургійної галузі, яка потребуватиме удосконалення її енергоємних переділів, що надасть можливість знизити собівартість готової продукції та бути конкурентно привабливою галуззю на світовому ринку.

Аналіз літературних даних та постановка проблеми

Використовуючи дані World Steel Association [1] був проведений аналіз виробництва чорних металів в Україні за останні десять років, який не включав роки військової агресії російської федерації

(див. рис. 1), за результатами котрого видно, що на протязі 2011/15 років спостерігається стрімке зниження виробництва сталі й чавуну на 35 % та 24,5 % відповідно. Незначне збільшення виробництва було в 2016 році, але з компенсуючим і надалі прогресуючим падінням виробництва у наступному році. З 2017 року помітна стабілізація обсягів виробництва чавуну та сталі, які практично дорівнюють один одному, залишаючись основними переділами металургійної галузі України.

Розглянемо динаміку ціноутворення за останній час на прикладі сталевих арматур, яка є основною статтею українського експорту.

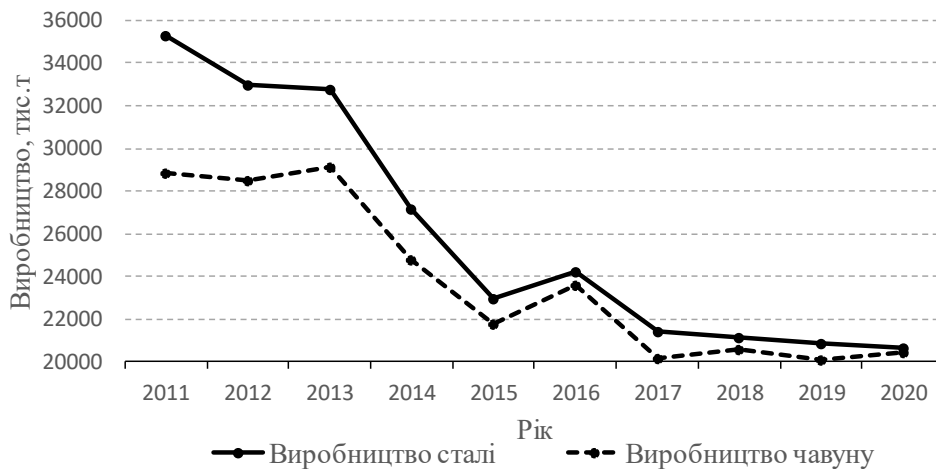


Рисунок 1 – Виробництво чорних металів в Україні

Зростання ціни за тону сталевих арматур на світовому ринку, згідно [2, 3], в третьому кварталі 2021 року склало 26 %, що свідчить про стрімке зростання попиту на сталь в ЄС, в середньому на 8,8 %, викликане частковою зупинкою потужностей, що склало 5 % від загальної потужності ЄС, в наслідок COVID-19, зростання попиту у Об'єднаних Арабських Еміратах – на 35 %, Саудівської Аравії – на 18 % та Єгипті – на 24 %. Висока ціна стимулює виробників ЄС масово запускати потужності, що простоюють, так у 2021 році планувалось запустити п'ять доменних печей загальною продуктивністю 11 млн. т, двох електросталеплавильних печей продуктивністю 2,5 млн. т.

Разом з зростанням попиту спостерігається повільне відновлення економік у ряді регіонів, для яких Україна є експортером прокатної продукції, так за даними World Bank [4] зростання ВВП у державах Єврозони складе 3,6 %, США – 3,5 %, Китай – 7,9 %, MENA – 2,1 %.

Отже, сплеск попиту на сталь є тимчасовим і зкорегується у відповідності з більш слабкою динамікою зростання ВВП, таким чином, зростання прибутку за рахунок збільшення обсягів виробництва сумнівне.

Зважаючи на вище викладене можна зробити висновок, що на даний час світова металургія знаходиться в так званій «Новій нормальності», котра не передбачає ні яких крупних подій, які б були здатні спровокувати сталі зростання споживання металургійної продукції, та й галузі в цілому. В даних умовах її розвиток можливий за рахунок впровадження новітніх технологій для оптимізації та зменшення операційних витрат. [5]

Враховуючи динаміку цін на електроенергію та природний газ для промислового виробництва України за даними [6, 7], які є ключовими складовими калькуляції собівартості металургійної продукції, встановлено, що за останні шість років темп їх росту склав в середньому 4,2 та 0,8 % відповідно, таким чином, зниження споживання цих ресурсів дозволяє суттєво зменшити операційні витрати.

Аналіз калькуляції собівартості готової продукції за металургійними переділами дозволив встановити, що найбільш енергоємними є коксо-доменне, тому виникає необхідність у виконанні аналізу факторів, що впливають на енергоємність саме цих ділянок з подальшим визначенням науково-обґрунтованих рекомендацій щодо вдосконалення їх технологічних трактів, застосування необхідного обладнання.

Стосовно коксового виробництва в роботах [8, 9] були проведені дослідження щодо зменшення енергетичних витрат і запровадження необхідних кроків, які дають можливість вдосконалити існуючі технологічні тракти підготовки вугільної шихти до коксування. Для доменного виробництва на теперішній час такі дослідження відсутні, що унеможливає надання рекомендацій, які б дозволили підвищити якість підготовки шихтових матеріалів до плавки та зменшити енергоємність цього металургійного процесу.

Мета і завдання досліджень

Метою досліджень було визначення факторів, які мають суттєвий вплив на енергоємність доменного виробництва та надання науково-обґрунтованих рекомендацій щодо застосування необхідного обладнання, яке дозволить зменшити дію цих факторів в існуючих технологічних трактах.

Матеріали та методи досліджень

Виявлення факторів, що впливають на енергоємність доменного виробництва реалізовувалось використовуючи метод експертного оцінювання.

На першому етапі виконувалось формування експертної групи у кількості десяти осіб, в роботі котрої прийняли участь фахівці ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг», Криворізького національного університету, Навчально-наукового технологічного інституту Державного університету економіки і технологій, ПрАТ «Дніпровський металургійний завод», Навчально-наукового інституту промислових та бізнес технологій Українського державного університету науки і технологій, Інституту чорної металургії ім. З. І. Некрасова НАНУ, Приазовського державного технічного університету, Маріупольського металургійного комбінату ім. Ілліча, Азовсталь.

На другому етапі за методикою [10] виконувалось визначення компетентності експертів. Оцінка виконувалась за наступними характеристиками:

- рівень кваліфікації експерта в доменному виробництві;
- рівень теоретичної підготовки;

- практичний досвід роботи;
- широта кругозору.

Перераховані характеристики оцінювались за десятибальною шкалою керівниками вищої ланки. Після чого визначався показник, що характеризує об'єктивну оцінку компетентності експерта за формулою

$$h_{sj}^0 = \frac{1}{n} \cdot \sum_{i=1}^n K_{ji} \quad (1)$$

де n – кількість характеристик, $n = 4$;

K_{ij} – оцінка j -го експерта за i -характеристикою.

Також за десятибальною шкалою визначався показник відносної самооцінки експерта — суб'єктивний показник компетентності j -го експерта h_{sj}^c , за відповідними професійними якостями, а саме:

10 – експерт спеціалізується в даній галузі;

8 – експерт приймає участь в практичному вирішенні даного питання, але він не входить у сферу його спеціалізації;

5 – питання тісно пов'язане з спеціалізацією експерта (суміжна область практичної діяльності);

3 – питання тісно не пов'язане з спеціалізацією експерта (ознайомлення з проблемою за літературними джерелами, за досвідом роботи інших підприємств).

Компетентність j -го експерта в даному питанні характеризувалась як

$$h_{sj} = \frac{h_{sj}^0 \cdot h_{sj}^c}{100} \quad (2)$$

Результати оцінки експертів та розрахунок їх компетентності наведені в табл. 1.

Оскільки значення вагового коефіцієнта, що оцінює компетентність j -го експерта, можна інтерпретувати як вірогідність видачі експертом достовірної оцінки, то зважаючи на результати наведені у табл. 1 можна стверджувати, що вірогідність помилкової оцінки групою експертів не буде перевищувати 30 %, що є допустимою похибкою.

Таблиця 1 – Визначення компетентності експертів

№ експерта	Характеристика				h_{sj}^0	h_{sj}^c	h_{sj}
	1	2	3	4			
1	9	10	9	8	9	10	0,9
2	9	10	9	8	9	10	0,9
3	8	9	7	8	8	9	0,72
4	7	9	10	9	8,75	8	0,7
5	8	8	10	6	8	8	0,64
6	7	8	10	9	8,5	5	0,43
7	9	8	8	7	8	8	0,64
8	9	10	9	9	9,25	10	0,93
9	6	9	8	10	8,25	5	0,41
10	7	8	8	8	7,75	9	0,7
Середнє							0,7

На третьому етапі використовуючи метод Дельфі [11] виконувалось формування експертами переліку факторів, що впливають на енергоємність доменного виробництва. Кожному експертові розсилалась тема опитування — «Визначення факторів і оцінка їх впливу на енергоємність доменного виробництва», та пропонувалось сформувані власний перелік. Початковий перелік був сформований на підставі обрання факторів, що найчастіше зустрічались, також були додатково включені фактори отримані на підставі обробки апріорних даних, отриманих на базі оброблення літературних джерел [12-23]. Далі перелік повторно розсилався експертам, які повинні були оцінити представлений список, і висловити свою думку з приводу його повноти і оптимальності. При цьому обчислювався коефіцієнт конкордації, і якщо в результаті виходила неузгодженість думок експертів — перелік переглядався повторно до тих пір, поки вона не з'являлась.

Після декількох турів підсумковий перелік складався саме з:

- вмісту заліза (у всій шихті без коксу, флюсу), X_1 ;
- вмісту фракції <5 мм у залізовмісній частині шихти, X_2 ;
- вмісту золи в коксі, X_3 ;
- міцності коксу за показником M_{25} , X_4 ;
- гарячої міцності коксу CSR, X_5 ;
- стиранності коксу за показником M_{10} , X_6 ;
- вмісту фракції +80 мм в коксі, X_7 ;

- температури дуття, X_8 ;
- вмісту фракції <5 мм у коксі X_9 .

На четвертому етапі експерти виконували оцінку ступеня впливу зміни факторів на енергоємність доменного виробництва за десятибальною шкалою. Дані опитування збирались в експертній карті та оброблювались статистичними методами [24, 25], після чого експерти ознайомлювались з отриманими результатами з проханням скорегувати карту на свій розсуд, але враховуючи думку залученого експертного середовища. Після корегування, отримані дані знову оброблювались статистичними методами та ранжувались у порядку зменшення впливу на енергоємність доменного виробництва.

Оскільки, в оцінці i -го експерта є фактори які мають однаковий ранг, визначався показник групи зв'язаних рангів

$$\gamma_{ki} = t_{ki}^3 - t_{ki} \quad (3)$$

де t_{ki} — кількість однакових рангів в k -й групі зв'язаних рангів для i -го експерта; k — індекс групи зв'язаних рангів по ранжуванню, $k = 1 \dots K_i$;

K_i — кількість груп зв'язаних рангів в i -му ранжуванні (для i -го експерта).

Ступінь узгодженості думок експертів з урахуванням зв'язаних рангів оцінювалась за допомогою коефіцієнта конкордації

$$W = \frac{12 \cdot \sum_{j=1}^N \left(\sum_{i=1}^M a_{ij} - \frac{1}{N} \sum_{j=1}^N \sum_{i=1}^M a_{ij} \right)^2}{M^2 \cdot (N^3 - N) - M \cdot \sum_{i=1}^M \sum_{k=1}^{K_i} \gamma_{ki}} \quad (4)$$

де j — індекс номеру за порядком фактору, $j = 1 \dots N$;

N — кількість факторів;

i — індекс номеру за порядком експерта, $i = 1 \dots M$;

M — кількість експертів;

a_{ij} — ранг j -го фактору, визначений i -м експертом.

Після обробки зведених результатів, отриманих з формули (4), було встановлено, що величина коефіцієнта конкордації суттєво відрізняється від нуля, тому можна вважати, що між думкою експертів є суттєвий зв'язок. В цьому випадку оцінка значності коефіцієнта конкордації виконувалась за критерієм χ^2

$$\chi^2 = \frac{12 \cdot \sum_{j=1}^N \left(\sum_{i=1}^M a_{ij} - \frac{1}{N} \sum_{j=1}^N \sum_{i=1}^M a_{ij} \right)^2 \cdot (N - 1)}{M \cdot N \cdot (N + 1) \cdot (N - 1) - \sum_{i=1}^M \sum_{k=1}^{K_i} \gamma_{ki}}, \quad (5)$$

котрий порівнювався з табличним значенням χ_{α}^2 , обраним при числі ступеня свободи $f = N - 1$ та рівні значності $\alpha = 5\%$, а саме

$$\chi_{(\alpha=5, f=9)}^2 = 16,92 < \chi^2 = 51,5. \quad (6)$$

Оскільки умова виконувалась, то з 95 % довірою вірогідністю можна було стверджувати, що ступінь узгодженості думок експертів щодо оцінки впливу обраних факторів на енергоємність доменного виробництва не викликала сумніву.

Результати досліджень та їх обговорення

За результатами обробки експертних даних методом апріорного ранжування факторів було вста-

новлено, що, найбільш істотний вплив на енергоємність доменного виробництва чинить вміст некондиційної фракції (<25 мм) у коксі та (<5 мм) залізовмісній частині шихти.

Аналіз хімічного складу агломерату та коксу за межними фракціями (рис. 2, 3) дозволив встановити, що зі зменшенням розміру фракції вміст шкідливих елементів, таких як сірка для агломерату та зольність і волога для коксу зростають.

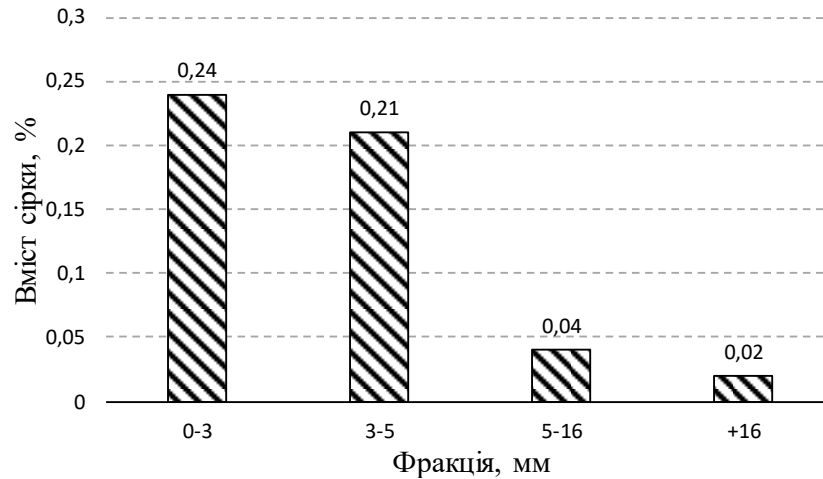


Рисунок 2 – Вміст сірки в агломераті за фракціями

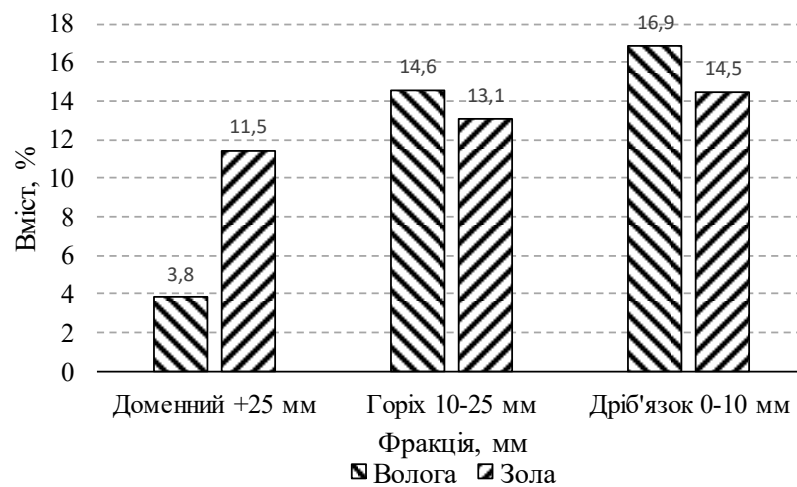


Рисунок 3 – Вміст вологи та золи в коксі за фракціями

Так з наведених гістограм видно, що шкідливі елементи зосереджуються в фракціях 0-5 мм для агломерату і 0-25 мм для коксу. Слід зазначити, що агломерат і кокс є штучним матеріалом, який отримується методом спікання з утворенням достатньо великої кількості дрібних фракцій, що пов'язано з:

- неправильною рубчастою формою, рихлою та абразивною поверхнею часток, які складаються з великої кількості порових каналів, окрім цього, агломерату властива фізична та хімічна неоднорідність;

- особливістю технології отримання, а саме процесом охолодження спеків методом мокрого або сухого гасіння — для коксу, або просмокування через шар заздалегідь зруйнованого пирога холодного повітря — для агломерату, при цьому градієнт температур на межі «спек-охолоджуюче середовище» досягає 875 °С, а швидкість охолодження коливається від 8...12 °С/хв у агломерату, до 50...60 °С/хв у коксу. [26]

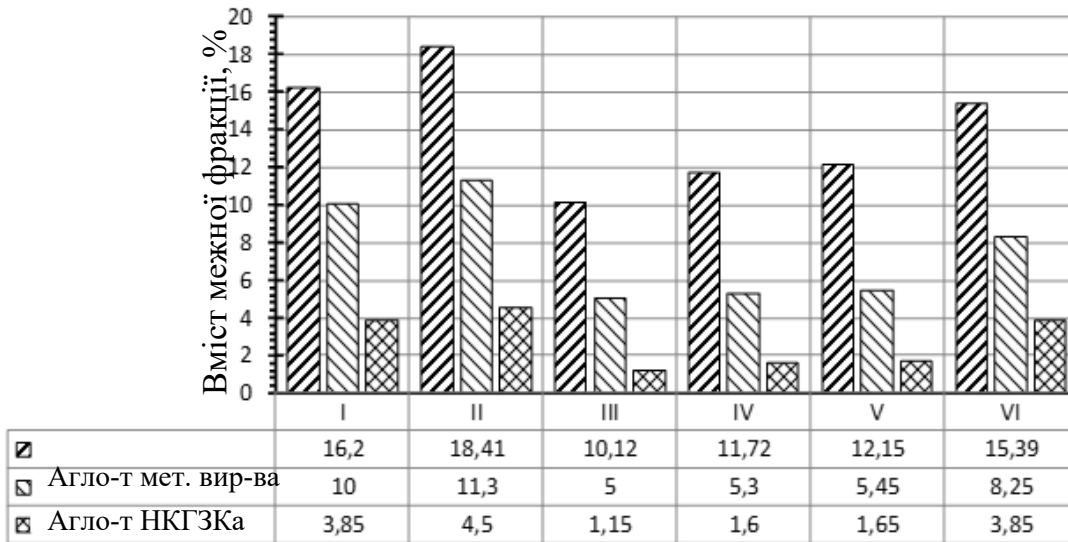
Такий технологічний процес отримання даної сировини створює передумови для виникнення в

шматках залишкової термічної напруги, сконцентрованої, переважно, в місцях утворення дефектів (тріщин, неоднорідностей) і в зонах максимальних значень градієнтів температур при охолодженні, тобто на поверхні окремих шматків.

Тому була звернута увага на підготовчі процеси пов'язані з розділом шихти за крупністю та виконано аналіз формування гранулометричного складу шихтового матеріалу на тракті його подачі в доменну піч.

Оцінка впливу напруженого стану часток на гранулометричний склад агломерату і коксу при його переміщенні по тракту шихтоподачі доменної печі виконувалася шляхом відбору проб в контрольних точках тракту шихтоподачі ДП-8 ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» з центральними бункерами, головним чином в точках подання і розвантаження коксу і агломерату з подальшим розсіванням по межному класу, який для агломерату і коксу складає -5 мм та -25 мм, відповідно.

На підставі отриманих результатів були побудовані діаграми, що характеризують вміст в масиві агломерату і коксу некондиційних фракцій (рис. 4).



Кокс

Точка відбору проб

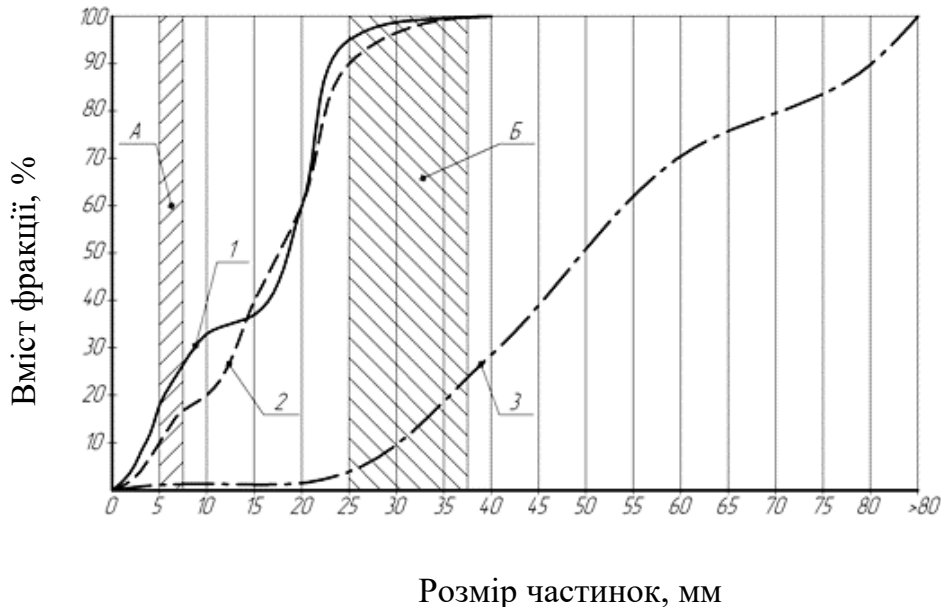
I - приймальний бункер; II - живильник грохоту; III - зона розвантаження сіючої поверхні; IV - випуск надрешітного продукту з проміжного бункера; V - тракт завантаження скіпа; VI - скіп

Рисунок 4 – Вміст межної фракції в масиві агломерату і коксу в точках відбору проб

З аналізу отриманих даних витікає, що в процесі транспортування агломерату та коксу по тракту шихтоподачі відбувається постійне нарощування в об'ємі шихти вмісту некондиційних фракцій, за рахунок дроблення частини шматків на перевантаженнях після грохоту, внаслідок чого вміст некондиційних фракцій в скіповій шихті залишається високим. Ефективність грохочення не перевищує 50 % для агломерату і 60 % для коксу, що не дозволяє

забезпечити технологічні вимоги, що пред'являються до якості підготовки металургійної шихти перед плавкою.

Для визначення причин низької ефективності грохочення виконувалося розсівання початкового матеріалу (точка відбору проб II - живильник грохоту) з подальшим аналізом отриманих даних шляхом побудови інтегральних характеристик розподілу розмірів часток початкового матеріалу (рис. 5).



1 - агломерат фабрики металургійного виробництва; 2 - агломерат НКГЗКа; 3-кокс; А – «трудні» зерна агломерату; Б - «трудні» зерна коксу

Рисунок 5 – Інтегральний розподіл розмірів часток початкового матеріалу

З аналізу отриманих інтегральних розподілів розмірів часток було встановлено, що в початковій заливомісній частині шихти (агломераті) і паливної

(коксі) міститься відповідно до 6,84...8,6 % і 19,9 % забиваючих частинок, розміри яких близькі до розміру апертури сит (5 мм для агломерату і 25 мм

для коксу), у зв'язку з чим, вірогідність їх проходження через отвори сіючої поверхні наближається до нуля, що призводить до її забивання і як наслідок, низькій ефективності грохочення.

Таким чином, в процесі транспортування залізо-вмісної та паливної частин металургійної шихти по тракту шихтоподачі відбувається постійне нарощування некондиційних фракцій, виділення яких на існуючих грохотах повністю не вирішує задачу зниження вмісту дріб'язку в скіповій шихті, оскільки агломерат і кокс є важкогрохотимим матеріалом з великим числом часток, що забивають. В цьому випадку необхідно знайти технічні рішення, які б дозволили збільшити ефективність грохочення з урахуванням зменшення забивання сіючої поверхні грохотів, а також одночасно з цим вирішити питання стабілізації гранулометричного складу шихти, яка подається на колошник доменної печі.

Висновки

Дослідженнями встановлено, що найбільший вплив в теперішній час на енергоємність доменного виробництва чинить дуже великий вміст некондиційних фракцій у коксі та агломераті, які утворюються внаслідок їх транспортування та перевантаження на тракті шихтопідготовки металургійної сировини. Діючи грохоти для відсіву некондиційних фракцій мають низьку ефективність грохочення, це пов'язано головним чином з забиванням сіючої поверхні, що не дає змогу знизити вміст дріб'язку в скіповій шихті.

Таким чином, для зменшення енергоємності доменного виробництва треба знайти та обрати такі технічні рішення, які б дозволили суттєво на тракті підготовки металургійної шихти до плавки зменшити частку некондиційних фракцій агломерату та коксу, які поступають в доменну піч.

Перелік посилань

1. Steel Statistical Yearbook 2020 concise version. Brussels: World Steel Association, 2021. 46 p.
2. LME Steel Rebar // The London Metal Exchange: [Website]. URL: <https://www.lme.com> (viewed on: 13.08.2021).
3. Прогноз производства стали в Украине в 2021 г: отчет / за ред. Тарасенко А. Киев: GMK Center, 2020. 14 с.
4. World Bank Open Data // The World Bank: [Website]. Washington. URL: <https://data.worldbank.org> (viewed on: 14.08.2021).
5. Strategies for managing successfully during "New Normal" // Danieli News. 2018. № 177. P. 3-5.
6. Electricity prices for non-household consumers // Eurostat: [Веб-сайт]. URL: <https://appsso.eurostat.ec.europa.eu/nui/submitViewTableAction.do> (дата звернення: 22.08.2021).
7. Інформація // Група Нафтогаз: [Веб-сайт]. URL: <https://www.naftogaz.com/www/3/nakweb.nsf/0/4D50A380B0969658C2257F7F0056E388?OpenDocument> (дата звернення: 20.08.2021).
8. Организация рационального дробления угольной шихты – путь к повышению качества кокса для доменной плавки / Лялюк В. П. и др. // Металлургическая и горнорудная промышленность. 2010. № 2. С. 48-52.
9. Zaslavskiy V., Popolov D., Zaytsev H. Upgrade of conveyor line for coal charge preparation with the use of modern grading-and-mixing equipment // Science and Innovation. 2021., No. 3 Vol. 17. P. 67-77.
10. Справочник по экономике: [Веб-сайт]. URL: <https://economy.info/page/113084250240042146039040040188183081175145167050/> (дата звернення: 31.08.2020).
11. Linstone H., Turoff M., Helmer O. The Delphi method Techniques and applications. Portland USA: Portland State University, 2002. 618 p.
12. Анализ путей повышения энергоэффективности выплавки чугуна в доменных печах НЛМК / Филатов С. В. и др. // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. 2017., вып. 8 Т. 60. С. 637-642.
13. Товаровский И. Г. Нормативная оценка влияния параметров доменной плавки на расход кокса и производительность // Фундаментальные и прикладные проблемы черной металлургии. 2014. № 28. С. 117-131.
14. Теория и практика подготовки металлургического кокса к доменной плавке: монография / Гусак В. Г. та ін., Киев: Наукова думка, 2011. 216 с.
15. Рамм А. Н. Современный доменный процесс. москва: Металлургия, 1980. 304 с.
16. Опытная плавка с уменьшенным выходом шлака / Бабарыкин Н. Н. та ін. // *Сталь*. 1964. № 12. С. 1069-1079.
17. Освоение технологии производства и плавка агломерата из концентрата глубокого обогащения / Некрасов З. И. та ін. // *Сталь*. 1970. № 3. С. 202-207.
18. Применение металлизированного сырья в доменных печах / Жак Р. М. та ін. // Обзорная информация Черная металлургия. Сер. Подготовка сырьевых материалов к металлургическому переделу и производство чугуна. 1983. Вып. 4. С. 31.
19. Мойкин В. И., Боковиков Б. А., Бабушкин Н. М. Теплотехнический анализ работы доменной печи на металлизированной шихте методом математического моделирования // *Сталь*. 1978. № 11. С. 982-986.
20. Работа доменной печи с использованием освобожденного от мелочи высокоосновного агломерата / Прокофьев И. А. та ін. // *Сталь*. 1979. № 5. С. 332-333.
21. Журавлев Г. В., Попов Н. Н., Коростик П. О. Влияние качества кокса при выплавке чугуна // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. 1980. № 4. С. 28-29.
22. Товаровский И. Г., Бояровская Г. П. Эффективность нагрева доменного дутья // *Сталь*. 1977. № 12. С. 1068-1074.
23. Теория и технология подготовки шихтовых материалов для доменной и бездоменной металлургии железа: учебник / Журавлев Ф. М. та ін., Кривой Рог: Чернявский Д. А., 2020. 663 с.
24. Куц В. В., Разумов М. С. Априорное ранжирование факторов при наличии связанных рангов: методические указания. курск: Юго-Зап. гос. ун-т, 2018. 14 с.
25. Кендел М. Ранговые корреляции. москва: Статистика, 1975. 216 с.

26. Сортировка минерального сырья и шихт на вибрационных грохотах: монография / Учитель А. Д. и др. Днепродзержинск: Пороги, 1998. 194 с.

References

1. *Steel Statistical Yearbook 2020 concise version*. (2021). World Steel Association
2. *LME Steel Rebar*. The London Metal Exchange. <https://www.lme.com>
3. Tarasenko A. (Ed.). (2020). *Prognoz proizvodstva stali v Ukraine v 2021 g.* GMK Center
4. *World Bank Open Data*. The World Bank. Washington. <https://data.worldbank.org>
5. Strategies for managing successfully during "New Normal". (2018). *Danieli News*, (177), 3-5
6. *Electricity prices for non-household consumers*. (2021). Eurostat. <https://appsso.eurostat.ec.europa.eu/nui/submitViewTableAction.do>
7. *Informatsiya*. (2021). Grupa Naftogaz: <https://www.naftogaz.com/www/3/nakweb.nsf/0/4D50A380B0969658C2257F7F0056E388?OpenDocument>
8. Lyalyuk, V. P. et al. (2010). Organizatsiya ratsionalnogo drobleniya ugolnoy shikhty – put k povysheniyu kachestva koksa dlya domennoy plavki. *Metallurgicheskaya i gornorudnaya promyshlennost*, (2), 48-52
9. Zaslavskiy, V., Popolov, D., & Zaytsev, H. (2021). Upgrade of conveyor line for coal charge preparation with the use of modern grading-and-mixing equipment. *Science and Innovation*, 17(3), P. 67-77
10. *Spravochnik po ekonomike*. (2020). <https://economy.info/page/113084250240042146039040040188183081175145167050/>
11. Linstone, H., Turoff, M., & Helmer, O. (2002). *The Delphi method Techniques and applications*. Portland State University
12. Filatov, C. V. et al. (2017). Analiz putey povysheniya energoeffektivnosti vyplavki chuguna v domennykh pechakh NLMK. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedeniy. Chernaya metallurgiya*, 60(8), 637-642
13. Tovarovskiy, I. G. (2014). Normativnaya otsenka vliyaniya parametrov domennoy plavki na raskhod koksa i proizvoditelnost. *Fundamental and applied problems of ferrous metallurgy*, 28, 117-131
14. Gusak, V. G. (2011). *Teoriya i praktika podgotovki metallurgicheskogo koksa k domennoy plavke*. Naukova dumka
15. Ramm, A. N. (1980). *Sovremennyy domennyy protsess*. Metallurgiya
16. Babarykin, N. N. et al. (1964). *Opytnaya plavka s umenshennym vykhodom shlaka*, 12, 1069-1079
17. Nekrasov, Z. I. (1970). Osvoenie tekhnologii proizvodstva i plavka aglomerata iz kontsentrata glubokogo obogashcheniya. *Stal*, (3), 202-207
18. Zhak, R. M. et al. (1983). Primenenie metallizovannogo syrja v domennykh pechakh. *Obzornaya informatsiya Chernaya metallurgiya. Ser. Podgotovka syrevykh materialov k metallurgicheskomu peredelu i proizvodstvo chuguna*, 4, 31
19. Moykin, V. I., Bokovikov, B. A., & Babushkin, N. M. (1978). Teplotekh-nicheskiy analiz raboty domennoy pechi na metallizovannoy shikhte metodom matematicheskogo modelirovaniya. *Stal*, (11), 982-986
20. Prokofev, I. A. et al. (1979). Rabota domennoy pechi s ispol'zovaniem osvobozhdenogo ot melochi vysokoosnovnogo aglomerata. *Stal*, (5), 332-333
21. Zhuravlev, G. V., Popov, N. N., & Korostik, P. O. (1980). Vliyanie kachestva koksa pri vyplavke chuguna. *Metallurgicheskaya i gornorudnaya promyshlennost*, (4), 28-29
22. Tovarovskiy, I. G., & Boyarovskaya, G. P. (1977). Effektivnost nagreva domennogo dutya. *Stal*, (12), 1068-1074
23. Zhuravlev, F. M. et al. (2020). *Teoriya i tekhnologiya podgotovki shikhtovykh materialov dlya domennoy i bezdomennoy metallurgii zheleza*. Chernyavskiy D. A.
24. Kuts, V. V., & Razumov, M. S. (2018). *Apriornoe ranzhirovanie fakto-rov pri nalichii svyazannykh rangov*. Yugo-Zap. gos. un-t
25. Kendel, M. (1975). *Rangovye korrelyatsii*. Statistika
26. Uchitel A. D. et al. (1998). *Sortirovka mineralnogo syrja i shikht na vibratsionnykh grokhotakh*. Porogi

Надійшла до редколегії / Received by the editorial board: 27.12.2023

Прийнята до друку / Accepted for publication: 20.02.2024

Рубан В.О., Стоянов О.М., Мусійко В.І., Шашкин Т.А., Марко А.Ф.
Дослідження гідродинамічних процесів ковшової ванни
при продувці через донні дуттьові пристрої

Ruban V.O., Stoyanov O.M., Musiko V.I., Shashkin T.A., Marko A.F.
Investigation of hydrodynamic processes of a ladle bath
when blown through bottom blower devices

Об'єкт дослідження – гідродинамічні процеси ковшової ванни при продувці через донні дуттьові пристрої. Мета дослідження – встановлення основних принципів формування барботажної зони і її впливу на шар шлаку, а також оцінка ефективності видалення неметалевих включень при позапічній обробці сталі на установці «ківш-піч». Досліджено стан питання позапічної обробки сталі на установці «ківш-піч», який показав, що на ефективність роботи даного агрегата має значний вплив продувка включаючи розташування донних продувних блоків та інтенсивність масоперенесення. Спираючись на проведений аналіз літературних джерел, розроблено методику експерименту та створено лабораторну установку для проведення фізичного моделювання на холодній моделі. Створено математичні моделі на основі яких може бути описано вплив технологічних факторів таких як: режими продувки, розташування дуттьових пристроїв, висота шлаку, на витрати нейтрального газу і в свою чергу на зміну матеріало- та енергоємності сталі при позапічній обробці. Визначено, що збільшення інтенсивності продувки призводить до зростання ефективності видалення неметалевих включень за рахунок більшої барботажної зони, зокрема, відсоток видалених включень зростає від 8% при 100 л/хв до 22% при 800 л/хв витрат газу. Окрім того, описано вплив різних параметрів, таких як розташування продувних блоків, на взаємодію газового потоку з металом і шлаком, а також їх вплив на утворення продувної плями і температуру металеві ванни. Результати фізичного моделювання і математичні моделі дозволяють оптимізувати процеси позапічної обробки сталі, що сприяє покращенню якості готової продукції.

Ключові слова: установка «ківш-піч», продувна пляма, фізичне моделювання, барботажна зона, продувка інертним газом.

The object of study is the hydrodynamic processes of the ladle bath during blowing through bottom blowers. The purpose of the study is to establish the basic principles of the bubbling zone formation and its effect on the slag layer, as well as to evaluate the efficiency of non-metallic inclusions removal during out-of-furnace steel treatment at the ladle-furnace unit. The state of the art of out-of-furnace steel treatment at the ladle-furnace unit has been studied, which has shown that the efficiency of this unit is significantly influenced by blowing, including the location of bottom blower blocks and the intensity of mass transfer. Based on the analysis of the literature, an experimental methodology was developed and a laboratory setup for physical modeling on a cold model was created. Mathematical models have been created on the basis of which the influence of technological factors such as blowing modes, location of blowing devices, slag height on neutral gas consumption and, in turn, on changes in material and energy consumption of steel during out-of-furnace treatment can be described. It is determined that an increase in the blowing intensity leads to an increase in the efficiency of non-metallic inclusions removal due to a larger bubbling zone, in particular, the percentage of inclusions removed increases from 8% at 100 l/min to 22% at 800 l/min of gas flow. In addition, the influence of various parameters, such as the location of the blowdown blocks, on the interaction of the gas flow with metal and slag, as well as their impact on the formation of the blowdown spot and the temperature of the metal bath is described. The results of physical modeling and mathematical models make it possible to optimize the processes of out-of-furnace steel treatment, which contributes to improving the quality of finished products.

Keywords: ladle-furnace installation, blowout spot, physical modeling, bubbling zone, inert gas purge.

Вступ

Позапічна обробка металу є одним із ключових напрямів підвищення якості та покращення властивостей металопродукції масового призначення і ресурсозбереження в металургії. Одним з найбільш ефективних засобів зниження матеріало- та енергоємності сталі при обробці сталі на установці «ківш-піч» (УКП) є дотримання встановлених режимів продувки, які суттєво впливають на формування барботажної зони.

Продувка може здійснюватися різними методами, зокрема зверху або знизу через донні дуттьові пристрої. Більш поширеною в світовій практиці вважається продувка через донні дуттьові пристрої з різним їх місцем розташування. В залежності від

розташування продувних блоків змінюється взаємодія барботажної зони на границі метал-шлак, що в свою чергу впливає на утворення продувної плями, з подальшими втратами тепла.

Для забезпечення заданих параметрів гідродинаміки ковшової ванни продувці сталі, постає питання вибору розміщення донних дуттьових пристроїв та інтенсивності продувки. В зв'язку з цим виконання дослідження гідродинамічних явищ ковшової ванни при продувці через донні дуттьові пристрої, які направлені на встановлення основних принципів формування барботажної зони і її впливу на шар шлаку, а також на ефективність процесів видалення неметалевих включень при позапічній обробці сталі на УКП є досить актуальною задачею.

© Рубан В.О. – к.т.н., УДУНТ
Стоянов О.М. – к.т.н., доц. УДУНТ
Мусійко В.І. – УДУНТ
Шашкин Т.А. – УДУНТ
Марко А.Ф. – УДУНТ

Ruban V. – c.t.s., USUST
Stoyanov O. – c.t.s., docent USUST
Musiko V. – USUST
Shashkin T. – USUST
Marko A. – USUST



Аналіз літературних даних

Позапічна обробка сталі на установці «ківш-піч» є невід'ємним етапом при виготовленні високоякісних марок сталі, яка включає в себе процес продувки інертним газом для гомогенізації хімічного складу сталі і усереднення температури, що сприяє видаленню неметалевих включень. Відомо, що характер та інтенсивність руху сталі в ковші залежать від ряду параметрів продувки, які впливають на її ефективність, зокрема на ступінь гомогенізації металевої ванни [1].

Авторами роботи представлені результати промислових і лабораторних досліджень двофазового потоку, барботажної зони і розриву шлакового покриву при продувці рідкої сталі в ковші. Промислові дослідження проводилися в заводських умовах в 30-тонному ковші. Під час лабораторних досліджень використовувалася гідравлічна модель ковша (масштаб 1:4,5), причому витрати газу встановлювалися відповідно до критерію подоби Мортонна [2]. Альтернативні дослідження процесів перемішування і розривання шлакового покриву проведені авторами [3, 4]. При чому в якості критерію подоби було обрано критерій Фруда.

В роботі [5] приведені дані, щодо впливу розташування донних продувних блоків на ефективність рафінування сталі та прорив шлакового покриву в ковші, які мають негативний характер при позапічній обробці. Бульбашки газу, що барботують під час продування металевої ванни, сприяють рафінуванню. При збільшенні інтенсивності масоперенесення в ковші відбувається вирівнювання хімічного складу та температури в об'ємі металу. Для підвищення ефективності видалення неметалевих включень, на основі проведених досліджень, автори рекомендують конфігурацію продувних блоків з рівним розподілом потоку (1:1) та однаковим радіальним розташуванням сопел (0,7R/0,7R, 45 градусів), яка підходить як для низьких, так і для високих швидкостей потоку газу.

Авторами роботи [6] відмічено, що видалення неметалевих включень зі сталі при продувці інертними газами відбувається завдяки їх прикріпленню до бульбашки на межі метал-газ, а час необхідний для їх переходу через міжфазну межу метал-газ, може оцінюватися як $10^{-4} - 10^{-6}$ с. Це свідчить про те, що практично будь-яке зіткнення НВ з бульбашкою газу незалежно від її хімічного складу і гідродинамічних умов повинно приводити до прикріплення неметалевої фази до бульбашки.

На підставі проведених досліджень авторами [7 – 9] отримано дані які свідчать про більш ефективне видалення неметалевих включень під час продування знизу ніж при продувці фурмою зверху, причому при збільшенні кількості продувних блоків ефективність видалення включень також зростає. Це обумовлено тим, що більша кількість включень втягується в циркуляційний потік і переноситься в шлак. При чому, перші 2 хвилини видалення відбувається більш інтенсивно ніж

наступні, що пояснюється зменшенням кількості НВ та зворотним захопленням неметалевих включень в циркуляційний потік.

В роботах [10, 11] приведена оцінка впливу вдування аргону в розплавлену сталь на її чистоту, що визначається вмістом неметалевих включень при продуванні та без продування аргонном. Тривалість вдування аргону в сталь має дуже значний вплив на кінцевий вміст неметалевих включень. Короткий час вдування аргону або малий об'єм аргону може призвести до того, що кінцевий вміст включень може бути вищим, ніж на початку. Мінімальний час продувки аргонном, необхідний для зменшення вмісту неметалевих включень, становить 7 хвилин, а рекомендована витрата аргону – 10 літрів на хвилину.

Аналітичний огляд наведених вище робіт показав, що на ефективність усереднення хімічного складу та температури сталі, а також процесів рафінування від неметалевих включень значний вплив має спосіб підведення газів, інтенсивність його подачі і місця розташування донних продувних блоків. Крім того, вдування аргону в розплавлену сталь значно впливає на вміст НВ, що підкреслює важливість контролю за тривалістю та об'ємом вдування газу для досягнення бажаного кінцевого складу сталі. Тому актуальною задачею є проведення досліджень по вивченню гідродинамічних процесів, які відбуваються під час обробки сталі на УКП при продувці через донні дуттьові пристрої.

Підготовка до фізичного моделювання процесів гідродинаміки ковшової ванни при позапічній обробці сталі

Ключовим завданням при знаходженні чисел подібності для фізичного моделювання є вибір найбільш значущих параметрів, які впливають на досліджуваний процес. Виходячи з аналізу процесу та логічних міркувань складено сукупність з незалежних фізичних величин, які характеризують фізичну систему зразка, що моделюється. Виходячи з логічних міркувань прийнято, що на процес утворення продувної плями впливають: об'ємна витрата газу - q_g ; діаметр вставки - d ; товщина шлаку - $h_{шл}$; глибина ванни - $h_{ст}$; в'язкість рідини - ν ; поверхневий натяг - $\sigma_{ст}$; густина сталі - $\rho_{ст}$; густина шлаку - $\rho_{шл}$; густина газу - $\rho_{газ}$; прискорення вільного падіння - g .

Для моделювання обирали повнофакторний експеримент з варіюванням кожного параметру на трьох рівнях: нижньому, верхньому і нульовому. Кількість дослідів для експерименту з двома змінними параметрами для одного розташування пробок складає $n = 3^2$. Отже для двох варіантів розташування продувних блоків (один по центру і два на периферії).

Для проведення досліджень гідродинаміки ковшової ванни при продувці через донні дуттьові пристрої була створена лабораторна установка для холодного моделювання, яка зображена на рис. 1.

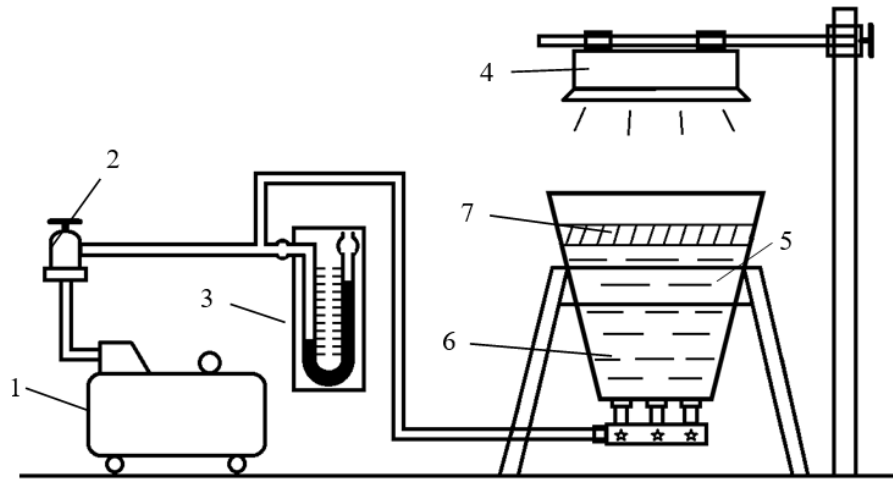


Рис. 1 – Схема експериментальної установки

Дослід проводився на лабораторному обладнанні кафедри металургії чавуну і сталі, яке складалося з: 1 – компресор, 2 – редуктор, 3 – водний манометр, 4 – лампа накаливання, 5 – модель установки «ківш-піч», 6 – рідина імітуюча метал, 7 – рідина імітуюча шлак.

Досліди проводилися через два пористих продувних блока розташованих на периферії ковша, та через центральний продувний блок, зі зміненням товщини шлаку (8 мм, 9 мм, 10 мм) та режимів продувки: усереднююча 1,8 л/хв характерна для періоду нагріву металу, інтенсивна 2,6 л/хв – період десульфурації металу, та рафінуюча – 0,32 л/хв. Контролювалися наступні параметри: тиск газу, розташування продувних блоків, товщину шлаку та площу оголеної поверхні металу.

Характер взаємодії газового струменя з мета-

лом в ковші та гідродинамічні потоки вивчаються на моделях в умовах наближених до природи. При подачі дуття через пористі вставки, утворюються бульбашки, які під дією сили Архімеда спливають із розплаву, створюючи барботажну зону ванни, та оголення дзеркала металу на установці «ківш-піч».

Результати фізичного моделювання гідродинаміки ковшової ванни.

За результатами проведеного фізичного моделювання отримано відео файли які були розкадровані та проаналізовані за допомогою програмного продукту Adobe Photoshop. На рисунку 2 зображено вигляд моделі ванни при продувці через пористу вставку розташовану по центру ковша з мінімальними та максимальними витратами газу 0,32 і 2,6 л/хв.

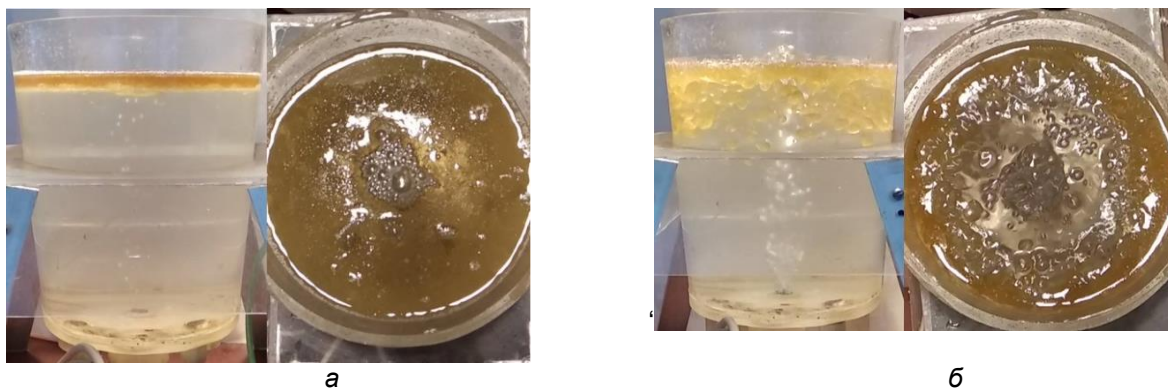


Рис. 2 – Продувка сталі через пористу вставку розташовану по центру ковша: а – об'ємна витрата газу 0,32 л/хв; б – об'ємна витрата газу 2,6 л/хв

На рисунку 3 зображено вигляд моделі ванни при продувці через пористі вставки розташовані на периферії ковшової ванни з мінімальними та максимальними витратами газу 0,32 і 2,6 л/хв, які відповідають 100 і 800 л/хв на прототипі.

В таблиці 1 наведені результати моделювання

гідродинаміки ковшової ванни, зокрема розташування пробок у дослідях, об'ємна витрата газу q , висота шлаку $h_{шл}$, показники водяного манометру $\Delta h_{ман}$, середньовитратна швидкість газу w , відносна площа оголення дзеркала металу $S_{дз}$ та безрозмірний критерій π_1 .

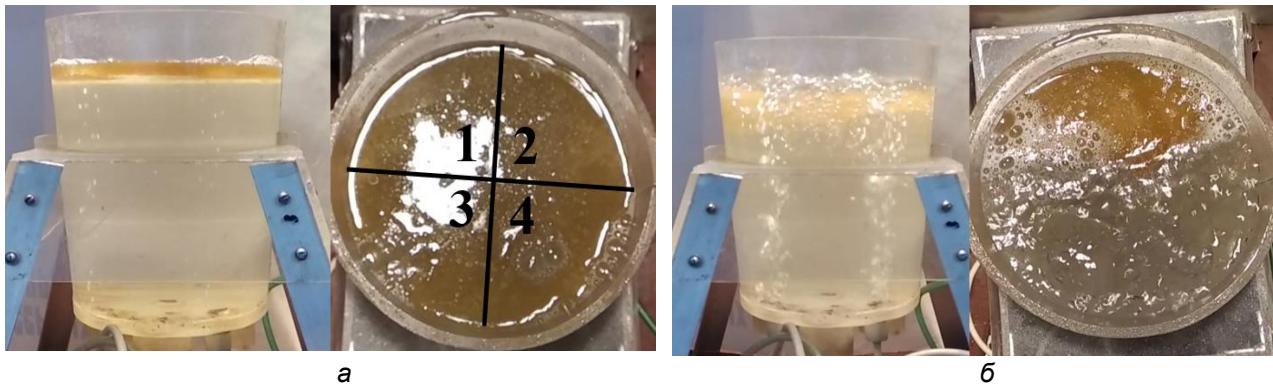


Рис. 3 – Продувка сталі через пористі вставки розташовані на периферії ковша: а – об'ємна витрата газу 0,32 л/хв; б – об'ємна витрата газу 2,6 л/хв

Таблиця 1 – Результати досліджень гідродинаміки ковшової ванни

№ до-сліду	Розташ. пробок	q, л/мин	h _{шп} , мм	Δh _{ман} , м	w, м/с	S _{дз}	π ₁
1	Центр	0,322	8	0,148	0,4	0	41,376
2		1,817	8	0,277	2,3	0,5017	233,35
3		2,600	8	0,405	3,2	0,64	333,99
4	Периферія	0,321	8	0,124	0,4	0	41,189
5		1,816	8	0,254	2,3	0,6135	233,24
6		2,602	8	0,383	3,2	0,6687	334,29
7	Центр	0,324	9	0,149	0,4	0	41,618
8		1,810	9	0,277	2,3	0,5578	232,52
9		2,601	9	0,406	3,2	0,6806	334,08
10	Периферія	0,323	9	0,125	0,4	0	41,43
11		1,816	9	0,255	2,3	0,4294	233,32
12		2,603	9	0,384	3,2	0,6319	334,38
13	Центр	0,322	10	0,150	0,4	0	41,39
14		1,811	10	0,278	2,3	0,4649	232,61
15		2,599	10	0,406	3,2	0,5739	333,82
16	Периферія	0,324	10	0,126	0,4	0	41,67
17		1,817	10	0,256	2,3	0,4847	233,41
18		2,601	10	0,385	3,2	0,6319	334,13

На першому етапі досліджень продувку проведено через пористу вставку розташовану по центру установки «ківш-піч» при товщині шлакового покриву від 8 до 10 мм, та з витратами газу від 0,32 до 2,6 л/хв. Встановлено, що при продувці з мінімальними витратами газу розплав знаходиться в спокійному стані, при цьому взаємодія барботаژної зони зі шлаком виражена незначними збуреннями, які унеможливають затягування шлаку в розплав не оголюючи дзеркало металу. При збільшенні витрат газу шлаковий покрив знаходиться у нестабільному стані, через це відбувається занурення крапель шлаку в метал. Підвищення інтенсивності продувки призвело до розширення діаметра продувної плями, через що збільшуються втрати теплоти в атмосферу печі. Збільшення висоти шлакового покриву сприяє зменшенню діаметра відкритої продувної плями (рис. 2).

На другому етапі – продувка виконана через дві пористі вставки розташовані на периферії ковша при товщині шлакового покриву від 8 мм до 10 мм,

та з витратами газу від 0,32 л/хв до 2,6 л/хв. При рафінуючій продувці розплав знаходиться у спокійному стані, поверхня шлакового покриву характеризується мінімальними збуреннями не утворюючи продувної плями, що сприяє збереженню теплоти металеву ванною. Якщо поверхню ванни умовно розділити на чотири сектори, то можна побачити, як бульбашки нейтрального газу, проходять через шар шлаку в секторах 3 та 4. При інтенсивній подачі газу відбувається зсув шлакового покриву до протилежного продувним блокам борта ковша. Хоча збільшення потужності перемішування сприяє протіканню процесу десульфурації, та є імовірність збільшення в сталі вмісту неметалевих включень, за рахунок затягування відривів шлаку конвективними потоками в розплав, і через окислення оголеного дзеркала металу в зоні продувної плями (рис. 3).

В ході проведення досліджень, були отримані рівняння, які дають змогу визначити, основні принципи формування барботаژної зони і її впливу на шар шлаку, при продувці через продувні блоки що

знаходяться по центру і на периферії. За отриманими математичними моделями, які відтворюють реальні умови при продувці нейтральним газом,

виконано розрахунки параметрів обробки металу в ковші та побудовані тривимірні діаграми (рис. 4–5).

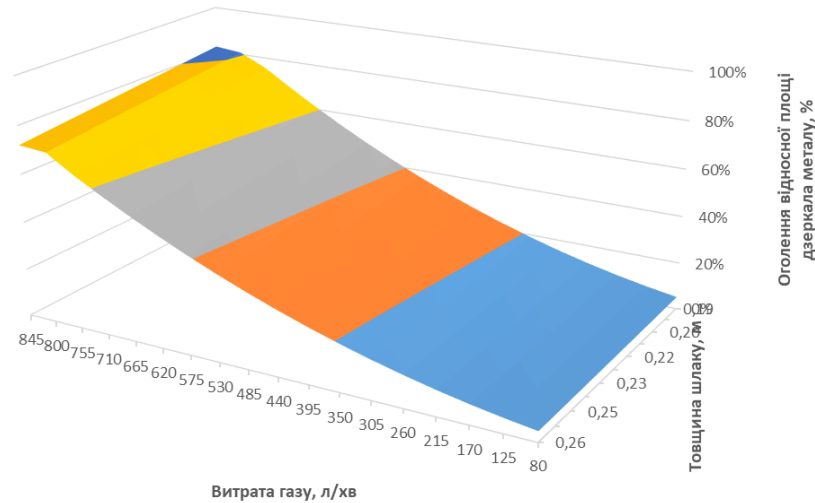


Рис. 4 – Вплив висоти шлаку та інтенсивності продувки на площу розкриття продувної плями при подачі газу через продувні блоки розташовані на периферії ковша

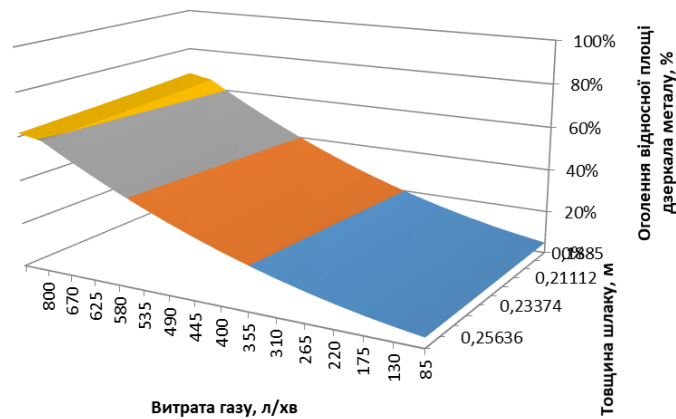


Рис. 5 – Вплив висоти шлаку та інтенсивності продувки на площу розкриття продувної плями при подачі газу через продувні блоки розташовані по центру ковша

Отримані залежності площі продувної плями від товщини шлакового шару та витрат газу який подається через продувні блоки розташовані на периферії показують, що її максимальне розкриття складає 67,1 %, при мінімальній товщині шлаку 0,2 м, тоді як при збільшенні товщини шлаку до 0,24 м площа зменшується до 59,7 %. Що до розкриття продувної плями, при використанні центрального продувного блоку (рис. 5), то воно має таку ж залежність – при товщині шлаку 0,2 м оголення відносної площі дзеркала складає близько 61,5 %, а при 0,24 м шлаку – 59,2 %. Зі збільшенням інтенсивності продувки відносна площа продувної

плями збільшується за рахунок взаємодії барботажної зони на границі метал-шлак до 750 л/хв, а при більш інтенсивній продувці розкриття майже не відбувається.

Загальний вид рівняння, який дозволяє розрахувати відносну площу продувної плями:

$$S = A \times q^n \times h_{\text{шл}}^m, \quad (1)$$

де A , n , m - емпіричні коефіцієнти, величини яких для різних варіантів розташування пробок представлені в таблиці 2.

Таблиця 2 – Емпіричні коефіцієнти математичної моделі для розрахунку зміни площі продувної плями

Розміщення продувних блоків	A	n	m
центр	$1,82 \times 10^{-28}$	9,1	-0,22
периферія	$1,36 \times 10^{-28}$	9,3	-0,61

На основі отриманих даних виконано оцінку ефективності видалення неметалевих включень в досліджуваному діапазоні продувки при позапічній обробці сталі на установці «ківш-піч». Ймовірність закріплення включення R_A може бути описана як відношення площі обмеженою критичним діаметром захоплення, через який пливе бульбашка, до

площі обмеженої сумою діаметрів бульбашки і включення [12–14].

На рисунку 6 Зображено графік залежності ефективності видалення неметалевих включень від інтенсивності продувки сталі в ковші.

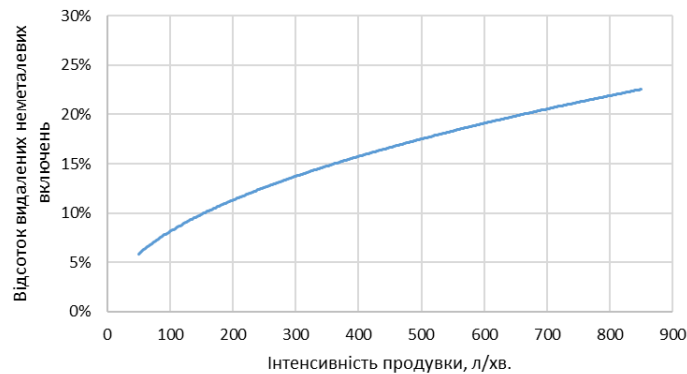


Рис. 6 – Вплив інтенсивності продувки сталі на відсоток видалення неметалевих включень

Зі збільшенням інтенсивності продувки відсоток видалених неметалевих включень зростає, у зв'язку зі збільшення об'єму барботаژної зони, оскільки їх видалення відбувається за рахунок прикріплення до бульбашки на межі метал-газ. При витратах газу 100 л/хв кількість видалених неметалевих включень складає близько 8% збільшивши інтенсивність продувки до 800 л/хв їх кількість складатиме 22% всіх НВ.

Висновки

За результатами проведених досліджень отримані залежності впливу витрат газу, розташування продувних блоків і кількості шлаку на відносну площу продувної плями. Збільшення об'ємних витрат нейтрального газу, при розташуванні дуттьових пристроїв по центру і периферії, призводить до суттєвого збільшення зони барботажу, при цьому відмічено, що при використанні пористої вставки розташованої по центру ковша шлак досить рів-

номірно зміщується до периферії, а при використанні двох вставок шлак зосереджується в протилежній стороні ковша від їх розміщення. Відмінною особливістю продувки через два продувних блока, являється утворення застійної зони яка знаходиться в секторах 1 та 2.

Встановлено, що при мінімальних витратах газу шлаковий покрив зберігає стабільність, а продувна пляма не утворюється, що сприяє збереженню тепла в металевій ванні. Зі збільшенням витрат газу шлаковий покрив стає нестабільним, виникає занурення крапель шлаку в метал і розширення продувної плями, що збільшує втрати теплоти. А при збільшенні товщини шлаку від 0,2 до 0,24 м максимальне розкриття продувної плями зменшується з 67,1% до 59,7%.

Виконаний розрахунок впливу інтенсивності продувки на процес видалення неметалевих включень. Встановлено, що відсоток видалених неметалевих включень зростає, за рахунок збільшення об'єму барботаژної зони.

Перелік посилань

1. Величко О.Г. Технології підвищення якості сталі [Підручник] / О.Г. Величко, О.М. Стоянов, Б.М. Бойченко, К.Г. Нізяєв. – Дніпропетровськ: Середняк Т.К., 2016. – 196 с
2. Волкова О.І., Утворення газового струменя та розрив шлакового шару під час продувки рідкої сталі газом у ковші позапічної обробки / О.І. Волкова, Д.Ю. Рябов, П.Р. Шеллер // Техніка теплофізика та промислова теплоенергетика – 2009. – №1. – С. 46 – 52.
3. Smirnov A. Optimization of argon-injection process parameters for ladle treatment of steel / A. Smirnov, S. Eronko, I. Kovalenko, R. Giessen // EOSC, 5th European Oxygen Steelmaking Conference. – 2006. – № 5. – С. 272 – 279.
4. Maruoka N. Influence of bottom stirring conditions on gas-liquid reaction rate / N. Maruoka, F. Lazuardi, T. Maeyama, H. Nogami // Scanmet, 3rd International Conference on Process Development in Iron and Steelmaking. – 2008. – С. 449 – 458.
5. Conejo A.N. Effects of Nozzle Radial Position, Separation Angle, and Gas Flow Partitioning on the Mixing, Eye Area, and Wall Shear Stress in Ladles Fitted with Dual Plugs / A.N. Conejo, R. Mishra, D. Mazumdar // Metallurgical and materials transactions. – 2019. – S. 1490 – 1502. <https://doi.org/10.1007/s11663-019-01546-8>
6. Tassot P. Ways of Improving Steel Quality in the Tundish / P. Tassot, N. Reichert // Revue de Metallurgie. – № 107. – 2010. – pp.175-185.
7. Fruehan R.J. The Making, Shaping and Treating of Steel (Steel Making and Refining), volume 2, pp. 125 – 133

8. PERFORMANCE TEST RESULTS OF ArcSave® TECHNOLOGY IN ELECTRIC ARC FURNACE STEELMAKING / Lidong Teng¹, Pär Ljungqvist, Michael Meador, Joakim Andersson, Helmut Hackl¹, Jan-Erik Eriksson¹ // 5th International Conference on Process Development in Iron and Steelmaking. – 12–15 June 2016.
9. Wang L.T.; Zhang Q.Y.: ISIJ Int. 45-8 (2005), pp. 1138-7.
10. Українська Асоціація Сталеплавильників. Інформаційний портал про чорну та кольорову металургію. Режим доступу: (<https://uas.su/books/2011/minizavod/32/razdel32.php>) (дата звернення: 04.02.2022)
11. Pribulova, A. Influence of Blowing of Argon on the Cleanness of Steel / A. Pribulova // Archives of Foundry Engineering. – 2012. – № 12. S. 91–94.
12. Чичкарев Е.А. Барботажне перемішування та механізм зсвоєння кальція при обробці сталі в ковші порошковим дротом / Е.А. Чичкарев, А.И. Троцан, Е.А. Казачков, С.Г. Рудакова // Вісник приазовського державного технічного університету – 2002. – №12. – С. 11–15.
13. Sano M. Model of Circulation Flow in Molten Metal for the Special Case of Bath Bubbling and Its Application to Gas Injection Processes / M. Sano, K. Mori // Injection Metallurgy - 83. Lulea, Sweden. – 1983. – P. 124–134.
14. Костецький Ю.В. Дослідження ефективності процесу флотації неметалевих включень бульбашками аргону / Ю.В. Костецький, А.В. Мач // Наук. пр. Донець. нац. техн. ун-ту. Сер. Металургія. – 2011. – Вип. 13. – С. 65–76.

References

1. Velychko, O. H., Stoianov, O. M., Boichenko, B. M., & Niziaiev, K. H.. (2016). *Tekhnologii pidvyshchennia yakosti stali*. Seredniak T.K.
2. olkova, O. I., Riabov, D. Yu., & Sheller, P. R. (2009). Utvorennia hazovoho strumenia ta rozryv shlakovoho sha-ru pid chas produvky ridkoi stali hazom u kovshi pozapichnoi obrobky. *Tekhnika teplofizyka ta promyslova teploenerhetyka*, (1), 46-52
3. Smirnov, A., Eronko, S., Kovalenko, I., & Giessen, R. (2006). Optimization of argon-injection process parameters for ladle treatment of steel. *EOSC, 5th European Oxygen Steelmaking Conference*, (5), 272-279
4. Maruoka, N., Lazuardi, F., Maeyama, T., & Nogami, H. (2008). Influence of bottom stirring conditions on gas-liquid reaction rate. *Scanmet, 3rd International Conference on Process Development in Iron and Steelmaking*, 449-458
5. Conejo, A. N., Mishra, R., & Mazumdar, D. (2019). Effects of nozzle radial position, separation angle, and gas flow partitioning on the mixing, eye area, and wall shear stress in ladles fitted with dual plugs. *Metallurgical and Materials Transactions*. 1490-1502. <https://doi.org/10.1007/s11663-019-01546-8>
6. Tassot, P., & Reichert N. (2010). Ways of improving steel quality in the Tundish. *Revure de Metallurgie*, (107), 175-185
7. Fruehan, R. J. The Making, shaping and treating of steel. In: *Steel making and refining*, Vol. 2, 125-133
8. Teng L., Ljungqvist P., Meador M., Andersson J., Hackl H., & Eriksson J.-E. (2016). Performance test results of ArcSave® technology in electric arc furnace steelmaking. In: *5th International Conference on Process Development in Iron and Steelmaking*, 12-15 June 2016
9. Wang, L. T., & Zhang, Q. Y. (2005). *ISIJ Int.*, 45(8),1138-1144
10. Ukrainska Asotsiatsiia Staleplavlynykiv. Informatsiinyi portal pro chornu ta kolorovu metalurhiiu. <https://uas.su/books/2011/minizavod/32/razdel32.php>
11. Pribulova, A. (2012). Influence of blowing of argon on the cleanness of steel. *Archives of Foundry Engineering*, (12),91-94
12. Chychkarev, E. A., Trotsan, A. Y., Kazachkov, E. A., & Rudakova, S.H. (2002). Barbotazhne peremishuvannia ta mekhanizm zsvoiennia kaltsiia pry obrobtsti staly v kovshi poroshkovym drotom. *Visnyk pryazovskoho derzhavnoho tekhnichnoho universytetu*, (12), 11-15
13. Sano, M., & Mori K. (1983). Model of circulation flow in molten metal for the special case of bath bubbling and its application to gas injection processes. *Injection Metallurgy – 83*, 124-134
14. Kostetskyi, Yu .V., & Mach, A. V. (2011). Doslidzhennia efektyvnosti protsesu flotatsii nemetalevykh vklui-chen bulbashkamy arhonu. *Nauk. pr. Donets. nats. tekhn. un-tu. Ser. Metalurhiia*, 13, 65-76

Надійшла до редколегії / Received by the editorial board: 21.12.2023

Прийнята до друку / Accepted for publication: 20.02.2024

Терехов Д.А., Стоянов О.М., Галушкін М.В., Сусло Н.В., Гук Є.С.

Конструкції та аналіз роботи обладнання для подачі сталі у проміжний ківш 6-ти струмкового МБЛЗ

Terekhov D.A., Stoyanov O.M., Galushkin M.V., Suslo N.V., Huk E.S.

Design and analysis of the equipment for steel feeding into the intermediate ladle of a 6-strand continuous casting machine

Враховуючи постійно зростаючі вимоги до експлуатаційних характеристик прокату, набуває актуальності проблема підвищення якості заготовки, яка виготовлена за технологією безперервного розливання. Розглянута технологія подачі металу системи сталерозливний ківш (СРК) - відкритий струмінь - проміжний ківш (ПК) сортової машини безперервного лиття заготовок (МБЛЗ). Показано процеси руху потоків металу в представленій системі. Зазначено особливості конструкції елементів сортової МБЛЗ, які забезпечують раціональне проходження металу, що розливається, в системі СРК - відкритий струмінь - ПК. Це забезпечує ефективне формування потоків сталі в приймальній камері ПК і створює умови для підвищення якості металу.

Ключові слова: проміжний ківш, якість, МБЛЗ, сталерозливний ківш, метал, моделювання

Taking into account the ever-increasing requirements for the performance characteristics of rolled products, the problem of improving the quality of billets produced by continuous casting technology is becoming increasingly important. The paper considers the technology of metal feeding of the steel pouring ladle (SPL) - open jet - intermediate ladle (IL) system of a continuous casting machine (CCM). The processes of metal flow in the presented system are shown. The design features of the elements of a long section CCM, which ensure the rational passage of the poured metal in the SRC - open jet - PC system, are indicated. This ensures the efficient formation of steel flows in the receiving chamber of the PC and creates conditions for improving the quality of the metal.

Keywords: intermediate ladle, quality, continuous casting machine, steel ladle, metal, modeling

Вступ. За постійно зростаючих вимог до експлуатаційних характеристик сталевих прокатів особливої актуальності набуває проблема підвищення якості заготовок при безперервному розливанні сталі. Найефективнішим способом розв'язання цього завдання є всебічне вдосконалення технології безперервного розливання сталі. Технічні рішення вдосконалення технології безперервного розливання сталі, як правило, полягають в першу чергу у управлінні гідродинамікою металу в проміжному ковші.

Система сталерозливний ківш (СРК) - відкритий струмінь - проміжний ківш (ПК) [1] є найважливішим технологічним елементом сортової МБЛЗ, що потребує вдосконалення технології та обладнання [2].

Під час розливання сталі ця система значною мірою визначає стабільність процесу розливання на початковому його етапі, дуже впливаючи на підвищення якості металу, що розливається, і стабільну роботу машини [2].

Метал із сталерозливного ковша у проміжний ківш надходить відкритим струменем у момент наповнення ПК [1-2]. На рис. 1 представлено компонування обладнання сортової МБЛЗ, що забезпечує проходження рідкої сталі з СРК у ПК і далі кристалізатор.

Постановка проблеми. Гідродинаміка потоків у проміжному ковші має вирішальне значення. Дані

про течію металу в проміжному ковші є основою для його вдосконалення.

Сучасний проміжний ківш МБЛЗ є металургійним агрегатом безперервної дії, головними завданнями якого є стабілізація температури рідкої сталі та видалення неметалевих включень з неї [1-4]. Способи й успішне вирішення зазначених завдань значною мірою залежать від гідродинамічних особливостей руху металу в проміжному ковші, пряме дослідження яких під час безперервного його розливання практично неможливе. Тому вибір раціональної конструкції проміжного ковша і режимів руху розплаву в ньому ґрунтується, як правило, на результатах фізичного або математичного моделювання [5-6].

Оптимальна ємність промковша визначається перерізом (шириною) заготовок, що відливаються, числом струмків, відстанню між струмками, швидкістю розливання, вимогами до можливості спливання неметалевих включень і асиміляції їх шлакоутворювальним покриттям. На величину ємності промковша впливає також і режим розливання: у разі серійного розливання ємність промковша збільшується з метою забезпечення запасу металу, необхідного для заміни сталерозливного ковша.

Як показує практика, для високошвидкісних сортових 6-ти струмкових МБЛЗ ємність промковша

© Терехов Д.А. – УДУНТ
Стоянов О.М. – УДУНТ
Галушкін М.В. – УДУНТ
Сузло Н.В. – УДУНТ
Гук Є.С. – УДУНТ

Terekhov D. – USUST
Stoyanov O. – USUST
Galushkin M. – USUST
Suslo N. – USUST
Huk E. – USUST



Це стаття відкритого доступу за ліцензією CC BY 4.0
<https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/deed.uk>

становить, як правило, 25-30 тонн за висоти наливання металу не менше 0,7-0,8 м. Вищий рівень металу в ковші надмірно турбулізує струмінь металу, а менший робить його неорганізованим, зменшує час перебування металу в ковші і ускладнює роботу під час розливання металу серіями. Важливим критерієм вибору раціонального значення маси металу в промковші є також час перебування рідкої сталі в ньому, тобто так званий «резидентний» час. Значення цього показника зазвичай вибирається на рівні 8-10 хвилин.

Наявність шлаку в проміжному ковші створює небезпеку потрапляння його в кристалізатор. Тому для запобігання утворенню лійок під час витікання металу в проміжному ковші, особливо під час зміни сталерозливних ковшів, необхідно мати запас металу заввишки не менше 250...300 мм.

Сталь надходить у приймальну камеру проміжного ковша з СРК відкритим струменем у початковий період розливання, при відкритті СРК [1]. При цьому можна виділити два режими руху сталі:

– момент відкриття впускного отвору (на початку розливання сталерозливного ковша), коли одночасно з металом переміщується пісок засипки з розливного отвору СРК. При цьому в розливному отворі СРК, у початковий момент розливання, перебувають частини скоринки спеченої засипки і настили металу, призводить до вихроутворення в струмені металу, і до дефекту типу «віяло» в структурі відкритого струменя металу, що створює аварійну ситуацію на початку розливання;

– сталий режим потоку відкритого струменя. У цьому випадку інтенсивно розмивається бічна поверхня ПК, захищена торкретмасою і основний бетон стінки ковша. Це може призвести: до порушення цілісності бічної поверхні ПК у приймальній камері; аварійної ситуації. Важливо визначити, з урахуванням полів швидкостей: раціональні форми приймальної камери, висоту борту ПК, конструкцію захисту дна ковша.

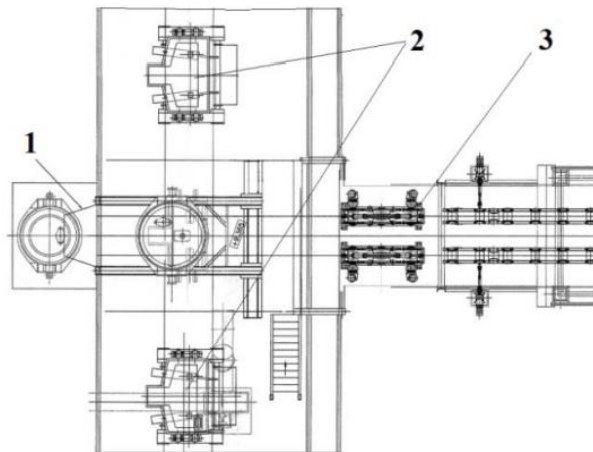


Рис. 1. Компонування сортової МБЛЗ:

1 - стэнд сталерозливного ковша; 2 - ПК машини; 3 - зона вторинного охолодження

Мета даної роботи - проведення моделювання наповнення проміжного ковша МБЛЗ перед початком розливання сталі на МБЛЗ №1 ПрАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг».

Мета моделювання будь-якого промислового процесу це змодельовати фізику, що лежить в основі процесу, так, щоб можна було визначити важливі параметри процесу та управляти ними, одержуючи при цьому значний прибуток.

Для моделювання процесу заповнення проміжного ковша важливими параметрами, які необхідно враховувати в першу чергу є:

- гідродинамічні фактори, що впливають на процес початку та перебігу процесу розливання на машині безперервного розливання заготовок (МБЛЗ);
- плин рідкого металу і живлення струмків;
- тепломасообмінні процеси, які відбуваються в проміжному ковші.

Якщо процес заповнення проміжного ковша пра-

вильно промодельований, можуть бути передбачені гідродинамічні фактори що впливають на процес початку та перебігу процесу розливання МБЛЗ. Може бути промодельований вплив на плин рідкого металу і живлення струмків або інших змінних процесу. Кількість дослідницьких заливань рідкого металу може бути значно зменшена й використана в основному для підтвердження концепції.

Модель системи для аналізу процесу розливання зі сталерозливного ковша у проміжній ківш відкритим струменем.

Під час складання моделі використано такі рівняння: як рівняння, що описує рух рідини в області моделювання, приймаємо рівняння Нав'є-Стокса для нестационарних потоків рідини (рідкого металу), нерозривності потоку.

Геометрія моделі визначається компонуванням обладнання розливного отвору СРК і розташуванням обладнання ПК щодо струменя рідкої сталі. Масштаб моделі становив 1:1.

$$\begin{cases} \frac{\partial \vec{u}}{\partial t} + (\vec{u} \cdot \nabla) \vec{u} = \vec{F} - \frac{1}{\rho} \nabla p + \nu \nabla^2 \vec{u} \\ \rho \nabla \cdot \vec{u} = 0 \end{cases} \quad (1)$$

Де \vec{u} - вектор швидкості рідини; \vec{F} - вектор об'ємних сил; p - тиск рідини; ∇p - градієнт тиску; ν - коефіцієнт кінематичної в'язкості; $\nabla^2 \vec{u}$ - лапласіан \vec{u} ; ρ - густина сталі.

Вектор об'ємних сил з урахуванням діючого гравітаційного поля землі визначається в обраній системі координат як

$$\vec{F} = \begin{bmatrix} 0 \\ 0 \\ -\rho \cdot g \end{bmatrix} \quad (2)$$

де g – прискорення вільного падіння.

Припущення про постійну густину металу ρ може бути зроблено для розливних пристроїв системи ПК-К у випадках, коли різниця температур рідини не надто велика.

При розрахунку турбулентних течій металу в системі використовували $(k - \epsilon)$ -модель турбулентної в'язкості [1, 6]. При цьому вважали, що на підставі гіпотези Буссінеска коефіцієнт в'язкості, що входить до рівнянь Нав'є-Стокса, включає молекулярну в'язкість μ і турбулентну в'язкість μ_t . У математичній моделі процесу розливання металу було зроблено такі припущення:

– вважаємо, що модельований процес протікає в об'ємі, обмеженому контуром області моделювання;

– рідина є в'язкою та нестисливою;

– моделюємо процес розливання із СРК відкритим струменем;

– швидкість витікання рідини зі сталерозливного ковша в проміжний ківш є постійною і заданою.

Математичне моделювання здійснювали з урахуванням початкових і граничних умов [1]. Початкові умови доповнюють рівняння (1): температура металу в проміжному ковші $1536 \div 1551$ °С, швидкість витягування заготовки $1,2 \dots 1,4$ м/хв, динамічна в'язкість сталі $0,006$ Па·с.

Розрахункова сітка та граничні умови

Кожну модель ділили на кінцеві елементи. Кількість елементів варіювали залежно від компонування обладнання приймальної камери ковша [4].

На вході розрахункової області системи (розливний отвір сталерозливного ковша) задають початкову швидкість потоку металу, для перерізу заготовок $\varnothing 170$ мм, швидкість дорівнюватиме:

$$\vec{u}_0 = 0,667 \text{ м/с}$$

де \vec{u}_0 – вектор початкової швидкості металу на вході в ПК, м/с.

На рідку сталь, що знаходиться поблизу твердих поверхонь (стінок), діє пристінкове прилипання

$$\vec{u} = 0 \quad (3)$$

Цю граничну умову встановлюють на всі внутрішні стінки поверхні ПК, розливного отвору СРК.

Уздовж площини симетрії, що проходить через вісь центру ПК, задається умова

$$\vec{n} \cdot \vec{u} = 0,$$

де \vec{n} - орт, перпендикулярний до вільної поверхні або площини симетрії.

На вільній поверхні - дзеркало металу в ПК задається умова прилипання

$$\vec{n} \cdot \vec{u} = 0. \quad (4)$$

На виході розрахункової області доцільно задавати тиск рідини, як правило, нульовий:

$$p = p_0 = 0 \text{ Па.}$$

Результати моделювання потоків металу в системі

Під час подання результатів чисельного моделювання [1] як параметри течії будуть прийняті поля швидкостей у струмені металу, що переміщається з СРК у приймальну камеру ПК.

На рис. 2 наведено поля швидкостей струменів металу в поперечному перерізі відкритого струменя металу, що надходить у приймальну камеру проміжного ковша із СРК.

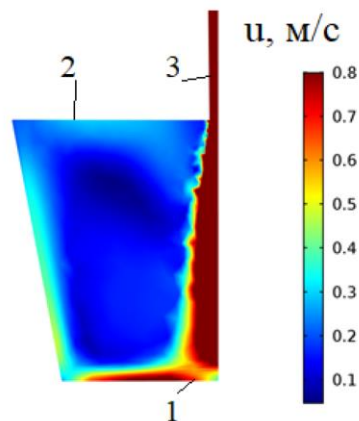


Рис. 2. Поля швидкостей потоків сталі в поперечному перерізі комплексу струменів металу - проміжний ківш: 1 - дно проміжного ковша; 2 - поверхня рідкого металу в ПК; 3 - відкритий струмінь металу з СРК

Аналіз результатів моделювання привів до таких висновків:

1) у приймальній камері ПК, під час розливання відкритим струменем із СРК, спостерігаються потоки металу зі швидкістю, більшою від допустимої (0,13 м/с) [1], що призводить до інтенсивного захвату НВ на поверхні розділу шлак - сталь приймальної камери ПК МБЛЗ і подальшого затягування НВ у метал, а також оголення дзеркала металу в приймальній камері ПК;

2) найбільші швидкості потоків металу за номінального розливу виявлено в місцях виходу бічних

стінок ковша в районі дна і стику дно - борт проміжного ковша.

Для порівняння відповідності математичного моделювання до реального технологічного процесу наповнення проміжного ковша МБЛЗ (рис.3) була створена 3D модель 6-ти струмкового проміжного ковша в масштабі (1:1) та за допомогою програмного комплексу NOVAFLOW & SOLID CV 4.6R4 проведено моделювання.

Порівняння моделей по наповненню проміжного ковша за умов відкриття на 18т та 6т (рис.4), а також фактичні швидкості розливання із швидкостями на підставі моделювання представлені на рис.5-8.

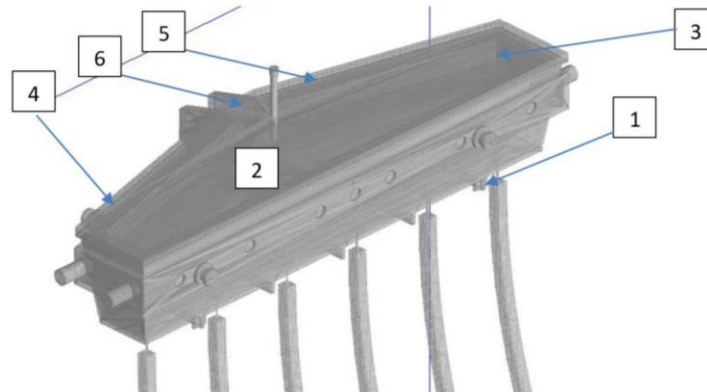


Рис.3. Розроблена 3D модель 6-ти струмкового проміжного ковша МБЛЗ: 1 - система гніздовий блок – стакан колектор (верхній та нижній); 2 – метало -приймач; 3 - вогнетривкий шар; 4 – торкрет маса; 5 – кришка проміжного ковша (зображена умовно); 6 - захисна труба маніпулятора.

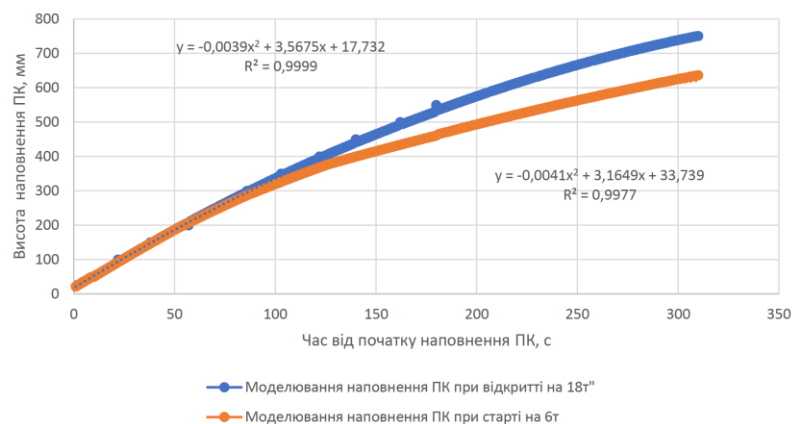


Рис.4 Порівняння фактичних даних по наповненню ПК з даними моделювання



Рис.5. Порівняння фактичної швидкості розливання струмка №6 з даними моделювання



Рис.6 Порівняння фактичної швидкості розливання струмка №1 з даними моделювання

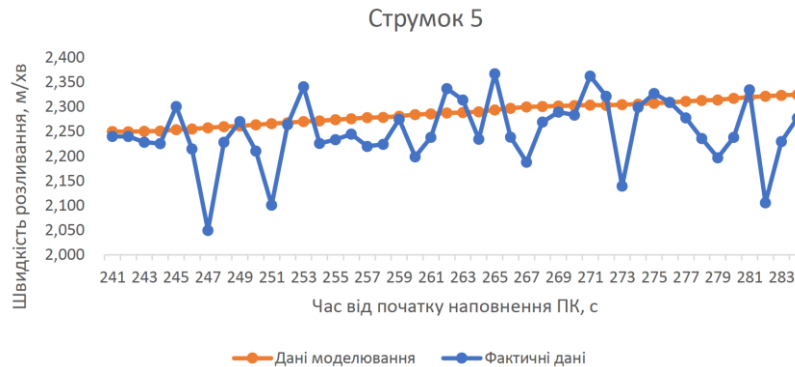


Рис.7 Порівняння фактичної швидкості розливання струмка №5 з даними моделювання



Рис.8 Порівняння фактичної швидкості розливання струмка №2 з даними моделювання

Дані приведені на рис.4-8 мають високий ступень збігу фактичних даних з даними моделювання. Окремі піки в фактичних даних є результатом відсутності функції згладжування яка притаманна для обраної програми моделювання та впливу системи керування рівнем металу в залежності від рівня наповнення кристалізатору металом під час розливання. Також на дані відхилення можуть впливати нестабільні потоки металу в проміжному ковші під час витоку металу із сталерозливного ковша в проміжний ківш через захисну трубу.

Дані наведені на рисунках отриманні за умов стандартної роботи МБЛЗ, коли захисна труба встановлюється перед відкриттям шибера заводу сталерозливного ковша та не знімається для пропалювання киснем.

Висновки

Аналіз особливостей роботи системи СРК - відкритий струмінь - ПК сортової МБЛЗ показав:

– специфіку наповнення відкритим струменем проміжного ковша сортової машини і полів швидкостей у приймальній камері ковша. Виявлено наявність високих швидкісних потоків біля стінок приймальної камери ковша, що призводить до розмивання захисту дна проміжного ковша і торкрет-маси;

– щоб ефективно виключати вплив потоків рідкого металу на бічну поверхню ковша на початку процесу розливання, застосовуються додаткові вогнегасні засоби, такі як необхідно застосовувати додаткові вогнетривкі вироби для дна приймальної камери сортової МБЛЗ з бічним захистом борту ковша. Це сприятиме: зниженню розмиву борту ПК; виключенню аварійних ситуацій під час розливання сталі на МБЛЗ; стабільності процесу безперервного розливання; підвищенню якості рідкої сталі, що розливається, завдяки зменшенню кількості НВ, які випадають з ПК у кристалізатор;

– моделювання гідродинамічних процесів розливання сталі через проміжний ківш з використан-

ням програми NOVAFLOW & SOLID CV 4.6R4 можливо з високим ступенем кореляції теоретичним та фактичних даних.

Перелік посилань

1. Смирнов А. Н., Пилюшенко В. Л., Минаев А. А. и др. Процессы непрерывной разливки. – Донецк: ДонНТУ, 2002. – 536 с.
2. Смирнов А. Н., Глазков А. Я., Пилюшенко В. Л. и др. Теория и практика непрерывного литья заготовок. – Донецк: ДонГТУ, 2000. – 371 с.
3. Numerical Modelling of Dissipation Phenomena inside a New Ladle Shroud for Fluidynamic Control and its Effect on Inclusion Removal in a Slab Tundish / G. Solorio-Diaz, R. D. Morales, J. de J. Barreto-Sandoval [et al.] // *Steel Research International*. 2014. Vol. 85. № 5. – P. 863–874. <https://doi.org/10.1002/srin.201300224>
4. Mathematical Modeling of Inclusions Deposition at the Upper Tundish Nozzle and the Submerged Entry Nozzle / Enif Gutiérrez, Saul GarciaHernandez, José de Jesús Barreto [et al.] // *Steel research international*. 2016. Vol. 87. № 11. –P. 1406–1416. <https://doi.org/10.1002/srin.201500422>
5. Вдовин, К. Н. Технологии управления потоками стали и разработка огнеупорных конструкций для промежуточного ковша четырехручьевого МНЛЗ / К. Н. Вдовин, Василий В. Точилкин, Виктор В. Точилкин // *Новые огнеупоры*. – 2016. – № 2. – С. 3–5.
6. Vdovin, K.N., Marochkin, O.A. & Tochilkin, V.V. Creating a Stream Simulator to Improve the Wear Resistance of Refractories During the Casting of Steel on Continuous Section Casters. *Refract Ind Ceram* 54, 435–437 (2014). <https://doi.org/10.1007/s11148-014-9628-9>

References

1. Smirnov, A. N., Piliushenko, V. L., Minaev, A. A. et al. (2002). *Protsessy nepreryvnoi razlivki*. DonNTU.
2. Smirnov, A. N., Glazkov, A. IA., Piliushenko, V. L. et al. (2000). *Teoriia i praktika nepreryvnogo litia zagotovok*. DonGTU.
3. Solorio-Diaz, G., Morales, R. D., Barreto-Sandoval, J. de J., et al. (2014). Numerical modelling of dissipation phenomena inside a new ladle shroud for fluidynamic control and its effect on inclusion removal in a slab tundish. *Steel Research International*, 85(5), 863–874. <https://doi.org/10.1002/srin.201300224>
4. Gutiérrez, E., Hernandez, S. G., Barreto, J. de J., et al. (2016). Mathematical modeling of inclusions deposition at the upper tundish nozzle and the submerged entry nozzle. *Steel research international*, 87(11), 1406–1416. <https://doi.org/10.1002/srin.201500422>
5. Vdovin, K. N., Tochilkin Vasilii V., & Tochilkin Viktor V. (2016). Tekhnologii upravleniia potokami stali i razrabotka огнеупорных konstruksii dlia promezhutochnogo kovsha chetyrekhruchevoi MNLZ. *Novye огнеупоры*, (2), 3–5.
6. Vdovin, K.N., Marochkin, O.A. & Tochilkin, V.V. (2014). Creating a stream simulator to improve the wear resistance of refractories during the casting of steel on continuous section casters. *Refract Ind Ceram.*, 54, 435–437. <https://doi.org/10.1007/s11148-014-9628-9>

Надійшла до редколегії / Received by the editorial board: 05.12.2023
Прийнята до друку / Accepted for publication: 20.02.2024

Бойко М.М., Єфименко В.В., Махоркіна Т.А., Полякова Н.В., Журавльова С.В., Колеснікова Т.М.

Аналіз ефективності заміщення природного газу біомасою в процесі обпалу залізородних окатишів

Boyko M.M., Yefimenko V.V., Makhorkina T.A., Polyakova N.V., Zhuravlova S.V., Kolesnikova T.M.

Analysis of the efficiency of replacing natural gas with biomass in the iron ore pellet firing process

Мета: Однією з найважливіших задач у металургійній галузі є зниження залежності від природного газу, який використовується в процесах випалювання залізородних окатишів. Висока вартість і нестабільність поставок природного газу мають значний вплив на економіку та екологію, особливо в умовах прагнення до зменшення викидів CO₂ та інших шкідливих речовин. Заміщення природного газу біопаливом, таким як лігноцелюзна біомаса, може стати ефективним рішенням, що дозволить знизити споживання викопного палива та поліпшити екологічні показники виробництва. Основною метою даного дослідження є розробка та оптимізація методу використання біопалива в процесі випалювання залізородних окатишів, що дозволить досягти необхідного рівня температурного режиму, зберігаючи при цьому високу якість продукції та мінімізуючи негативний вплив на навколишнє середовище. *Методика:* Теоретичне та експериментальне обґрунтування можливості заміщення природного газу біопаливом в процесі обпалу залізородних окатишів проведено за допомогою розрахункових формул, взятих з відповідної літератури, а також з використанням веб-додатку для моделювання та аналізу результатів. *Результати:* Застосування біопалива для заміщення природного газу в процесі обпалу залізородних окатишів виявило кілька важливих аспектів. Введення частинок біомаси в потік газу дозволило частково замінити природний газ без суттєвого впливу на тепловий режим обпалювальної машини через те, що продукти згоряння біомаси, а також стехіометричний об'єм повітря, необхідного для повного згоряння біомаси мають менший об'єм порівняно з продуктами згоряння та стехіометричним об'ємом повітря для спалювання газу. Це дозволяє нівелювати низьку теплоту згоряння біомаси. За результатами розрахунків і враховуючи реальний досвід заміни природного газу лушпинням соняшника пропонується на кожні 10% об. заміщеного природного газу спалювати 0,2 кг лушпиння соняшника, 0,125 кг деревного вугілля, 0,22 кг тирси і 0,25 кг соломи. Також було розраховано час згоряння частинки палива рослинного походження залежно від її початкового діаметру. Вирішальний фактор що визначає час згоряння частинки є вміст летючих речовин, що в свою чергу визначає кількість коксового залишку частинки. Горіння коксового залишку частинки є найдовшою стадією у загальному часі згоряння частинки. Отримані результати швидкості згоряння, від найвищої: солома, лушпиння соняшника, дерево, деревне вугілля. Це означає, що солома, як паливо що має найвищу швидкість згоряння, може мати найбільший розмір частинки, що будуть задовільняти технологічним вимогам використання такого виду палива у пальнику обпалювальної машини. Наукова новизна. Встановлено, що продукти згоряння біомаси мають менший об'єм, що дозволяє компенсувати її нижчу теплотворну здатність і мінімізувати вплив на тепловий режим обпалювальної машини. Запропоновано оптимальні співвідношення біомаси для заміщення кожних 10% об'єму природного газу, що включає лушпиння соняшника, деревне вугілля, тирсу і солому. Також, на основі розрахунків часу згоряння частинки біопалива, було встановлено, що солома має найвищу швидкість згоряння, що дозволяє використовувати її з більшим розміром частинки у пальнику обпалювальної машини, задовольняючи технологічні вимоги. Практична значущість. Проведені в роботі розрахунки дозволяють замінити від 40 до 60 об. % природного газу різними типами палива рослинного походження, а також дозволяють оцінити необхідний гранулометричний склад палива для використання в процесі обпалу окатишів.

Ключові слова: залізородні окатиші, обпал, паливо рослинного походження, спалювання біомаси, швидкість згоряння частинки твердого палива, солома, лушпиння соняшника, дерево, деревне вугілля.

Purpose. One of the most critical challenges in the metallurgical industry is reducing dependence on natural gas used in the iron ore pellet firing process. The high cost and supply instability of natural gas have a significant impact on both the economy and the environment, particularly in the context of efforts to reduce CO₂ emissions and other harmful substances. Replacing natural gas with biofuels, such as lignocellulosic biomass, could provide an effective solution to decrease fossil fuel consumption and improve the environmental performance of production. The primary objective of this study is to develop and optimize a method for using biofuels in the iron ore pellet firing process, aiming to achieve the required temperature regime while maintaining high product quality and minimizing the negative environmental impact. *Methodology.* Theoretical and experimental justification for the replacement of natural gas with biofuels in the iron ore pellet firing process was carried out using calculation formulas from relevant literature, as well as utilizing a web application for modeling and analyzing the results. *Findings.* The application of biofuels to replace natural gas in the iron ore pellet firing process revealed several important aspects. The introduction of biomass particles into the gas stream allowed for

© Бойко М.М. – к.т.н., доц. УДУНТ
Єфименко В.В. – УДУНТ
Махоркіна Т.А. – УДУНТ
Полякова Н.В. – к.т.н., доц. УДУНТ
Журавльова С.В. – к.т.н., доц. УДУНТ
Колеснікова Т.М. – к.соц.н. УДУНТ

Boyko M. – c.t.s., docent USUST
Yefimenko V. – USUST
Makhorkina T. – USUST
Polyakova N. – c.t.s., docent USUST
Zhuravlova S. – c.t.s., docent USUST
Kolesnikova T. – c.s.s. USUST



Ця стаття відкритої доступу за ліцензією CC BY 4.0
<https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/deed.uk>

the partial replacement of natural gas without significantly affecting the thermal regime of the firing machine. This is because the combustion products of biomass, as well as the stoichiometric air volume required for complete biomass combustion, have a smaller volume compared to the combustion products and stoichiometric air volume required for natural gas. This helps to offset the lower calorific value of biomass. Based on the calculations and considering real-world experience with replacing natural gas with sunflower husks, it is proposed to burn 0.2 kg of sunflower husks, 0.125 kg of wood charcoal, 0.22 kg of sawdust, and 0.25 kg of straw for every 10% of replaced natural gas volume. Additionally, the combustion time of biomass particles was calculated depending on their initial diameter. The critical factor determining the combustion time of a particle is the volatile matter content, which in turn determines the amount of the particle's coke residue. The combustion of the coke residue is the longest stage in the overall particle combustion time. The obtained combustion rates, from the highest to the lowest, are as follows: straw, sunflower husks, wood, and wood charcoal. This indicates that straw, as the fuel with the highest combustion rate, can have the largest particle size that meets the technological requirements for use in the firing machine burner. Originality. The combustion products of biomass have a smaller volume, which compensates for its lower calorific value and minimizes the impact on the thermal regime of the firing machine. Optimal biomass ratios have been proposed for replacing every 10% of the natural gas volume, including sunflower husks, wood charcoal, sawdust, and wheat straw. Additionally, based on the calculations of the combustion time of biofuel particles, it was found that straw has the highest combustion rate, allowing for the use of larger particle sizes in the firing machine burner, thus meeting technological requirements. Practical value. The calculations carried out in this work enable the replacement of 40 to 60 vol.% of natural gas with various types of plant-based fuels. Additionally, these calculations provide the means to assess the required granulometric composition of the fuel for use in the iron ore pellet firing process.

Keywords: iron ore pellets, firing, plant-based fuel, biomass combustion, solid fuel particle combustion rate, wheat straw, sunflower husks, wood, charcoal.

Вступ

Основним паливом обпалювальних машин є природний газ. Скорочення споживання природного газу є однією з найважливіших проблем для України. Постійні коливання цін на природний газ створюють залежність у багатьох галузях економіки, особливо в металургії. Також через використання викопного палива збільшуються викиди CO₂ і шкідливих речовин, що негативно впливає на навколишнє середовище. У зв'язку з цим актуальним є вивчення використання біомаси для виробництва залізорудних окатишів. Лігноцелюлозна біомаса є відновлюваним і стійким джерелом тепла та енергії, яке може пом'якшити зміну клімату. Одним з можливих шляхів скорочення споживання природного газу при обпалі окатишів є додавання частинок біомаси у потік газу таким чином заміщуючи деякий об'єм природного газу.

Аналіз літературних даних та постановка проблеми

У роботі [1] була розглянута можливість заміни деякого об'єму природного газу лушпинням соняшника. За рахунок низької витрати природного газу та мінімальних температур обпалу було досягнуто 60 об.% заміни природного газу, зі збільшенням загального споживання газу вдалося замінити мінімум 40 об.%. Це пояснюється тим, що при великій витраті природного газу утворюється великий тепловий потік. Оскільки швидкість згоряння лушпиння соняшника в пальнику обмежена, при великій її кількості, що подається в пальник, вона не встигає повністю згоріти в зоні факела, а тепловий потік змінює міцність залізорудних окатишів. Загалом вугілля, біомаса чи інше тверде паливо містить різну кількість вуглецю, кисню, водню, азоту, сірки, вологи та золи. Частина палива, яка фактично бере участь у процесі горіння, називається горючою масою, частина, яка не бере участі в горінні, називається баластом, наприклад як зола/шлак. Серед цих елементів небажана присутність сірки, оскільки вона реагує з вологою димового газу утворюючи

сірчану кислоту, яка є надзвичайно корозійною для металевих елементів обпалювальної машини [2,3].

Лімітуючим фактором при заміні природного газу паливом рослинного походження є обмежений час що необхідний для повного згорання частинок твердого палива. При великій витраті природного газу утворюється великий тепловий потік. Оскільки швидкість згоряння лушпиння соняшника в пальнику обмежена, при великій її кількості, що подається в пальник, вона не встигає повністю згоріти в зоні факела, а тепловий потік змінює міцність залізорудних окатишів. Ефективність вигорання частинок палива також впливає на відкладення на вогнетривкій футеровці і на перехід лужноземельних металів у газову фазу [1]. Тому необхідно розрахувати такий розмір частинок, який забезпечить повне згорання палива і не завдасть впливу на технологічний процес обпалу окатишів.

Згоряння частинки передбачає складні фізичні і хімічні взаємодії. Частинка, що потрапила в гарячий газовий потік, нагрівається за рахунок теплообміну Q_{cp} і випромінювання Q_{gr} від потоку гарячого газу і від навколишнього середовища. Далі при контакті з киснем відбувається видалення летючих і горіння коксового залишку [2, 4].

Швидкість нагріву вугільних частинок у період займання становить близько 10^3 — 10^4 К/с. Отримані експериментальні дані показують, що час вигорання великих фракцій антрацитового пилу в досліджених умовах пропорційно квадрату вихідного розміру вугільних частинок і слабо залежить від температури газового середовища. Це характерно для дифузійного режиму горіння. Цікаво відзначити, що великі частки антрациту (≥ 150 мкм) і за порівняно низьких температур ($T_g = 1200 \div 1400$ К) вигоряють у дифузійному режимі до дуже малих розмірів - 20 мкм і нижче [5].

За результатами досліджень [5], процес горіння вуглецевого палива складається з чотирьох стадій. Перша стадія - прогрів частки до початку займання летких речовин. Для частки розміром 750 мкм, ця стадія тривала 1,125 с. Друга стадія - горіння летких

у газовій фазі. Тривалість її становить 0,312 с. Фронт полум'я газоподібних летких має форму сфери, дещо витягнуту у вертикальному напрямку. Усередині сфери полум'я чітко видно ще темна вугільна порошок, що не світиться. На фотографіях у цей період спостерігаються також гарячі струмені, що проникають за межі сфери полум'я, - це можуть бути викиди рідких продуктів термічного розкладання вугілля. Третя стадія - розігрів коксового залишку - настає після завершення полум'яного горіння летких. Подальший розігрів коксового залишку відбувається внаслідок хімічного реагування його з киснем. Четверта стадія - вигорання коксового залишку - завершальна стадія процесу. Для частки, що розглядалася, ця стадія тривала 6,3 с [7].

Відносна частка часу вигорання летких становить лише 5–3%. В інтервалі $V_n = 12 \div 60\%$, час горіння летких практично не змінюється, це ж можна сказати і про тривалість займання коксового залишку [7].

Тож для аналізу можливості заміщення природного газу паливом рослинного походження в процесі обпалу залізородних окатишів, необхідно розрахувати час згорання частинки в залежності від її діаметру та оцінити кількість палива рослинного походження для заміщення об'єму природного газу.

Мета і завдання досліджень

Метою даного дослідження є визначення кількості палива рослинного походження різного типу, яке можна використовувати для заміщення частини витрати природного газу при обпалі залізородних окатишів, а також розрахунок часу згорання частинки палива різного типу в залежності від її діаметру для визначення максимальної крупності часток палива в умовах спалювання його в пальниках обпалювальної машини.

Матеріали та методи дослідження

Розрізняють три види температур горіння палива: калориметричну (t_k), теоретичну (t_r) та дійсну (t_d). Калориметрична температура – це температура, до якої нагрілися б продукти повного горіння, якби все тепло палива та повітря пішло на нагрівання газів. Теоретична температура враховує ендотермічні реакції дисоціації діоксиду вуглецю та водяної пари, що йдуть зі збільшенням об'єму продуктів згорання. Температура у зоні обпалу максимально сягає 1350°C , за цих температур вище вказані ендотермічні реакції не відбуваються. Дійсна температура враховує тепловіддачу від факела до матеріалу, що нагрівається, і кладки печі. Для визначення дійсної температури горіння палива вводиться поняття пірометричного коефіцієнта, що буде дорівнювати 0,9 [1].

Залежно від типу згорання (коефіцієнт надлишку повітря) газу згорання можуть містити:

– для неповного згорання (коефіцієнт надлишку повітря < 1): CO , CO_2 , SO_2 , H_2O , N_2 .

– для теоретичного або стехіометричного згорання (коефіцієнт надлишку повітря = 1): CO_2 , SO_2 , H_2O , N_2 .

– при коефіцієнті надлишку повітря > 1 : CO_2 ,

SO_2 , H_2O , N_2 , O_2 [6].

Для визначення калориметричної температури використовують рівняння теплового балансу:

$$\text{LHV} + q_T + q_B = V_{\text{ПГ}} \cdot C_{\text{ПГ}} \quad (1)$$

де LHV – нижча теплотворна здатність палива, кДж/кг . Для метану - 35880; q_T – фізичне тепло палива, кДж/кг ; q_B – фізичне тепло повітря, кДж/кг ; $V_{\text{ПГ}}$ - обсяг продуктів горіння, $\text{м}^3/\text{кг}$; $C_{\text{ПГ}}$ - середня теплоємність продуктів горіння в інтервалі температур $0 - t_k$, кДж/м^3 . Фізичне тепло повітря та палива відраховується від 0°C .

Фізичне тепло палива та повітря розраховується за формулою:

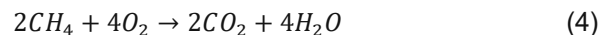
$$q = C \cdot t \cdot V \quad (2)$$

де C – теплоємність за температури підігріву, $\text{кДж}/(\text{м}^3 \cdot ^\circ\text{C})$; t_r - температура підігріву, $^\circ\text{C}$; V - об'єм, м^3 .

Калориметрична температура розраховується за рівнянням:

$$t_k = \frac{Q_p + q_T + q_B}{V_{\text{ПГ}} \cdot C_{\text{ПГ}}} \quad (3)$$

Згорання природного газу відбувається за реакцією:



Для визначення продуктів згорання палив рослинного походження було використано веб застосунок, який було розроблено за результатами роботи [4]. Для отримання результатів, веб застосунок використовує наступні рівняння.

Стехіометричний об'єм кисню на кілограм сухого палива:

$$V_{\text{O}_2}^0 = \frac{22,41}{100} \left(\frac{C^i}{12} + \frac{H^i}{4} + \frac{S^i - O^i}{32} \right) \quad (5)$$

Стехіометричний об'єм сухого повітря на кілограм сухого палива:

$$V_a^0 = \frac{V_{\text{O}_2}^0}{0,21} \quad (6)$$

Об'єм вуглекислого газу на кілограм сухого палива:

$$V_{\text{CO}_2} = \frac{22,41}{12} \cdot \frac{C^i}{100} \quad (7)$$

Об'єм водяної пари на кілограм сухого палива:

$$V_{\text{H}_2\text{O}}^0 = \frac{22,41}{100} \left(\frac{H^i}{2} + \frac{W^i}{18} \right) \quad (8)$$

Об'єм діоксиду сірки на кілограм сухого палива:

$$V_{\text{SO}_2} = \frac{22,41}{32} \cdot \frac{S^i}{100} \quad (9)$$

Об'єм продуктів згорання:

$$V_{\text{oga}} = V_{\text{CO}_2} + V_{\text{SO}_2} + V_{\text{N}_2} + V_{\text{H}_2\text{O}} \quad (10)$$

де C^i , H^i , S^i – доля вуглецю, водню та сірки у паливі, W^i – вологість палива [4].

Необхідні дані для розрахунків видів біопалива, що розглядаються, наведені у таблиці 1.

Таблиця 1 – Властивості палив рослинного походження

Матеріал	C [%]	H [%]	N [%]	S [%]	O a) [%]	A d [%]	HHV b) [MJ/kg]	LHV c) [MJ/kg]	Джерела
Лушпиння соняшнику	45.82	6.32	2.61	0.14	38.31	6.81	19.31	17.6	[114]
Деревне вугілля	84.18	2.405	0.8025	0.015	9,1525	3.445	30.0865	29.4	[113]
Тирса	44.75	6.31	1.68	0.05	42.94	0.34	18.3	16.6	[115]
Пшенична солома	46.06	5.00	0.53	0.11	48.30	5	17.60	16.2	[111, 120]

Розраховується за різницею,

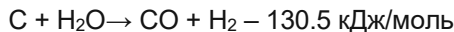
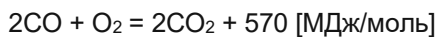
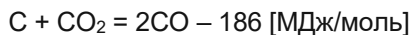
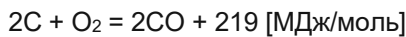
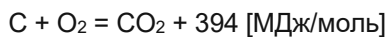
$$O [\%] = 100 - C - H - N - S - Ad$$

$$HHV = 0,3491 \cdot C + 1,1783 \cdot H + 0,1005 \cdot S - 0,0151 \cdot N - 0,1034 \cdot O - 0,0211 \cdot Зола$$

$$LHV = HHV - 2514((9H + W)/100)$$

Аналіз експериментальних даних про тривалість вигорання коксівного залишку частинок пилу основних видів енергетичного вугілля, що використовуються на вітчизняних електростанціях показав, що за концентрацій кисню і температур, характерних для пиловугільного факела в топках котлів, горіння вугільних частинок, як правило, відбувається в дифузійному режимі. Виняток становлять лише дрібні фракції антрацитового пилу ($\delta < 100$ мкм), які за низьких концентрацій кисню (менше 5%) і температур газового середовища $T_g < 1750$ K вигоряють в кінетичній області [7].

Набір реакцій що визначає процес вигорання частинки:



При визначенні часу згорання частинок у пальному робиться ряд припущень:

Час згорання частинки визначається часом згорання коксового залишку.

Збільшення вмісту водяної пари при незмінній температурі сприятиме прискоренню догорання чадного газу. Це призведе до того, що умовний розмір області вигорання СО біля частинки, зменшиться, що не істотно впливає на доступ кисню до поверхні коксу. Це пояснюється тим, що додатковий механізм газифікації вуглецю по реакції 5 нівелюється зменшенням швидкостей гетерогенних реакцій 1-3 через зниження температури. Тому приймається що водяний пар не впливає на час згорання коксової частинки і не береться до уваги при розрахунках швидкості згорання частинки палива [8, 9].

Приймається що частинки палива що згоряють мають сферичну форму.

Час вигорання частинок коксу твердого палива в дифузійному режимі може бути знайдено за емпіричною залежністю:

$$\tau_c = k_c \cdot 2.21 \cdot 10^8 \cdot \frac{\rho_c \delta^2}{T_g^{0.9} [O_2]} \quad (11)$$

де τ_c - тривалість горіння коксового залишку, с; k_c - експериментальний коефіцієнт, що характеризує специфіку вигорання частинок палива даного виду; O_2 - об'ємна концентрація кисню, %; δ - діаметр частинки, м; ρ_c - уявна густина коксового залишку, kg/m^3 , T_g - температура газу.

За результатами досліджень експериментальний коефіцієнт K_c дорівнював від 0,5 до 2,5. Загалом цей коефіцієнт характеризує відхилення дійсного часу вигорання частинки від розрахункового, через різний вихід летючих речовин що пов'язується з різними швидкостями нагрівання в порівнянні зі стандартним аналізом. Тому припустимо що цей коефіцієнт буде дорівнювати 1 для всіх видів біопалива що розглядаються.

Уявна густина коксового залишку розраховується за рівнянням:

$$\rho_c = \rho_p \cdot \frac{100 - W_p - V_p}{100} \quad (12)$$

де W_p і V_p — вологість і вихід летких речовин на робочу масу, %; P_p - дійсна густина палива.

Через те що частинки лушпиння соняшнику, соломи та тирси мають форму що сильно відрізняються від сферичної розраховуємо для них діаметр еквівалентного шару, за формулою:

$$\delta_{ек} = \sqrt[3]{\frac{6abc}{\pi}} \quad (13)$$

Також необхідно врахувати що через більшу поверхню контакту з газом теплоносієм частинки лушпиння соняшнику, соломи та тирси матимуть менший час згорання. Тому можна ввести додатковий коефіцієнт сферичності який буде враховувати цю особливість даних видів палива.

Сферичність Крумбейна [9] розраховується за формулою:

$$\Psi_K = \sqrt[3]{\frac{S \cdot l}{L^2}} \quad (14)$$

де Ψ_K – сферичність Крумбейна, S – мінімальна довжина частинки палива, l – проміжна довжина частинки палива, L – максимальна довжина частинки палива.

Розраховані значення сферичності для лушпиння соняшнику, дерева та соломи відповідно дорівнюють 0,32, 0,43, 0,24.

Результати дослідження

Розраховані об'єми продуктів згорання різних видів біопалива наведені у таблиці 2.

Для розрахунку часу згорання частинки палива

рослинного походження, необхідно визначити уявного стану коксового залишку за рівнянням 12. Результати розрахунку наведені у таблиці 3.

Таблиця 2 – Об'єми продуктів згорання для 1 кілограму твердого палива рослинного походження, м³.

Матеріал	VCO ₂	VH ₂ O	VSO ₂	VN ₂	V повітря стехіометричний	Σ V
Лушпиння соняшника	0,85	0,8	0,00098	3,56	4,48	5,23
Деревне вугілля	1,57	0,29	0,0001	6,19	7,82	8,05
Тирса	0,83	0,83	0,00035	3,35	4,23	5,03
Солома	0,86	0,67	0,00077	3,02	3,82	4,55
Природний газ	1	2		7,52	9,52	10,52

Таблиця 3 – Властивості палив рослинного походження і розрахована уявна густина коксового залишку

Матеріал	Дійсна густина, кг/м ³	Вологість, %	Вміст летких речовин, %	Уявна густина коксового залишку, кг/м ³	Джерела
Лушпиння соняшнику	644,4	8,4	72,2	125	[1, 8]
Деревне вугілля	1200	5	30	780	[1, 9]
Тирса	1360	10,5	80	129,2	[1, 8]
Пшенична солома	613	9,62	79,82	64	[8, 9]

На рисунку 3 зображено графік за результатами розрахунків за рівнянням 11.

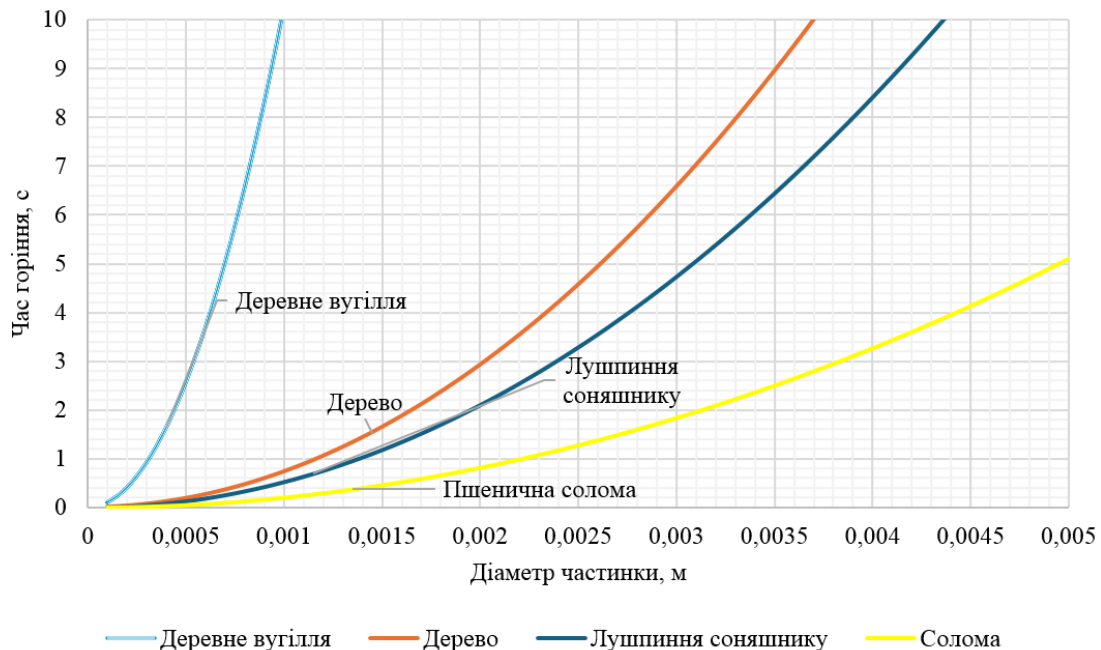


Рисунок 3. - Залежність часу вигорання частинки палива від діаметру

Обговорення результатів

Аналізуючи результати розрахунків об'ємів димових газів різних видів біопалива, що наведені в таблиці 2 можна помітити, що згорання твердого палива в результаті дає менший сумарний об'єм димових газів, а також потребує менший стехіометричний об'єм повітря в порівнянні зі згоранням природного газу. Це дозволяє спалювати необхідну

кількість твердого палива для збереження теплового ефекту заміщеного об'єму природного газу. В результаті додавання палива рослинного походження у пальник не буде значимим чином змінювати тепловий режим опалювальної машини. За результатами розрахунків і враховуючи реальний досвід заміни природного газу лушпинням соняшника

пропонується на кожні 10% об. заміщеного природного газу спалювати 0,2 кг лушпиння соняшника, 0,125 кг деревного вугілля, 0,22 кг тирси і 0,25 кг соломи.

В таблиці 3 наведено результати розрахунків уявної густини коксового залишку. Показник уявної густини коксового залишку має лінійний вплив на швидкість вигорання частинки палива. Сира біомаса має меншу уявну густину коксового залишку, аніж оброблена біомаса, в даному випадку деревина, що отримана в результаті піролізу. Вирішальний вплив на густину коксового залишку має вміст легких речовин біомаси. Це підтверджується рядом експериментальних даних.

Так стверджується що вуглецевий залишок частинки біомаси відрізняється від вуглецевого залишку вугілля через меншу щільність частинок, неправильну форму та високу пористість. У роботі [9] досліджували реакційну здатність горіння вуглецевого залишку, отриманого з деревини сосни та проса. Вони повідомили, що обидва вугілля біомаси мають високу реакційну здатність — в порівнянні з реакційною здатністю високолеткого

бітумінозного вугілля. Реакційна здатність вуглецевого залишку дещо знижується під час горіння, оскільки неорганічні компоненти зазнають фізичного та хімічного перетворення, а також тому, що більше реакційноздатного вуглецю окислюється на ранній стадії. У роботі [10] вивчали реакційну здатність вугілля сирі та торрефірованої біомаси, і виявили, що торрефікована біомаса менш реакційноздатна, ніж сира біомаса.

Аналізуючи рисунок 3 можна зробити висновок, що деревне вугілля має найбільшу тривалість вигорання через менший вміст легких речовин у порівнянні з іншими видами біомаси. Через це утворюється коксовий залишок з високою уявною густиною, який потребує значний час для вигорання. На основі побудованого графіку можна визначити необхідний гранулометричний склад палива для використання у пальнику опалювальних машин. Залежності від часу перебування частинки в зоні горіння, можна визначити рекомендований гранулометричний склад палива рослинного походження що додається у пальник опалювальної машини.

Таблиця 4 – Рекомендований гранулометричний склад для різних видів палива рослинного походження що додається у пальник в залежності від часу перебування частинок в зоні згорання.

Час перебування, с	1	2	3	4	5
Деревне вугілля, мм	0,25	0,4	0,52	0,65	0,7
Тирса, мм	1,2	1,7	2	2,3	2,7
Лушпиння соняшнику, мм	1,4	2	2,4	2,7	3,1
Пшенична солома, мм	2,1	3	3,7	4,5	5

Висновки

Проведено розрахунки кількості палива рослинного походження, що може бути спалено в зоні обпалу в якості заміни об'єму природного газу. Розраховано об'єм димових газів палива рослинного походження. Запропоновано оптимальні пропорції лушпиння соняшника, деревного вугілля, тирси і соломи для заміщення кожних 10% об'єму природного газу - 0,2 кг лушпиння соняшника, 0,125 кг деревного вугілля, 0,22 кг деревини і 0,25 кг соломи.

Проведено розрахунки уявної густини коксового залишку різних видів палива рослинного походження. На основі отриманих даних визначено час згорання частинки палива в залежності від її діаметру. На основі розрахунків часу горіння частинок було визначено, що солома має найвищу швидкість згорання. Це дозволяє використовувати її у пальнику опалювальної машини з більшим розміром частинок: 5 мм при часі перебування в зоні горіння 5 секунд, задовольняючи при цьому технологічні вимоги.

Перелік посилань

1. Kieush L. et al. Research paper production of iron ore pellets by utilization of sunflower husks //Acta Metallurgica Slovaca. – 2021. – Т. 27. – №. 4. – С. 167-171.
2. Paraschiv, L. S., Serban, A., & Paraschiv, S. (2020). Calculation of combustion air required for burning solid fuels (coal/biomass/solid waste) and analysis of flue gas composition. *Energy Reports*, 6, 36-45.
3. Choi, S. and C. H. Kruger (1985). "Modeling coal particle behavior under simultaneous devolatilization and combustion." *Combustion and Flame* 61(2): 131-144.
4. Toporov, D. D. (2014). Chapter 4 - Mathematical Modelling and Model Validations. *Combustion of Pulverised Coal in a Mixture of Oxygen and Recycled Flue Gas*. Boston, Elsevier: 51-97.
5. Spliethoff H., Spliethoff H. *Combustion Systems for Solid Fossil Fuels //Power Generation from Solid Fuels*. – 2010. – С. 221-359.
6. Wornat, M. J., R. H. Hurt, K. A. Davis and N. Y. Yang (1996). Single-particle combustion of two biomass chars. *Symposium (international) on Combustion*, Elsevier.
7. Li, J., M. C. Paul, P. L. Younger, I. Watson, M. Hossain and S. Welch (2015). "Characterization of biomass combustion at high temperatures based on an upgraded single particle model." *Applied Energy* 156: 749-755.
8. Grotkjær, T., Dam-Johansen, K., Jensen, A. D., & Glarborg, P. (2003). An experimental study of biomass ignition☆. *Fuel*, 82(7), 825-833.

9. Blott S. J., Pye K. Particle shape: a review and new methods of characterization and classification // *Sedimentology*. – 2008. – Т. 55. – №. 1. – С. 31-63.

References

1. Kieush, L. et al. (2021). Research paper production of iron ore pellets by utilization of sunflower husks. *Acta Metallurgica Slovaca*, 27(4), 167-171. <https://doi.org/10.36547/ams.27.4.1052>
2. Paraschiv, L. S., Serban, A., & Paraschiv, S. (2020). Calculation of combustion air required for burning solid fuels (coal/biomass/solid waste) and analysis of flue gas composition. *Energy Reports*, 6, 36-45. <https://doi.org/10.1016/j.egy.2019.10.016>
3. Choi, S. & Kruger, C. H. (1985). Modeling coal particle behavior under simultaneous devolatilization and combustion. *Combustion and Flame*, 61(2), 131-144. [https://doi.org/10.1016/0010-2180\(85\)90159-2](https://doi.org/10.1016/0010-2180(85)90159-2)
4. Toporov, D. D. (2014). Chapter 4 - Mathematical Modelling and Model Validations. In *Combustion of Pulverised Coal in a Mixture of Oxygen and Recycled Flue Gas*. (pp. 51-97). Elsevier. <https://doi.org/10.1016/B978-0-08-099998-2.00004-7>
5. Spliethoff, H. (2010). Combustion systems for solid fossil fuels. In *Power Generation from Solid Fuels*. Part of the book series: Power Systems. (pp. 221-359). Springer. https://doi.org/10.1007/978-3-642-02856-4_5
6. Wornat, M. J., Hurt, R. H., Davis, K. A. and Yang, N. Y. (1996). Single-particle combustion of two biomass chars. *Symposium (International) on Combustion*, 26(2), 3075-3083. [https://doi.org/10.1016/S0082-0784\(96\)80151-2](https://doi.org/10.1016/S0082-0784(96)80151-2)
7. Li, J., Paul, M. C., Younger, P. L., Watson, I., Hossain, M. & Welch, S. (2015). "Characterization of biomass combustion at high temperatures based on an upgraded single particle model. *Applied Energy*, 156, 749-755.
8. Grotkjær, T., Dam-Johansen, K., Jensen, A. D., & Glarborg, P. (2003). An experimental study of biomass ignition. *Fuel*, 82(7), 825-833. [https://doi.org/10.1016/S0016-2361\(02\)00369-1](https://doi.org/10.1016/S0016-2361(02)00369-1)
9. Blott, S. J., & Pye, K. (2008). Particle shape: a review and new methods of characterization and classification. *Sedimentology*, 55(1), 31-63. <https://doi.org/10.1111/j.1365-3091.2007.00892.x>

Надійшла до редакції / Received by the editorial board: 13.12.2023

Прийнята до друку / Accepted for publication: 20.02.2024

Маліч М.Г., Катан В.О., Лайков Д.В., Авраменко С.О.

Порівняльний аналіз продуктивності та потужності процесу дроблення стисканням та зсувним навантаженням у щоківих дробарках з простим та з паралельно-коловим рухом щоків.

Malich M.G., Katan V.O., Laikov D.V., Avramenko S.O.

Comparative analysis of the productivity and power of the crushing process by compression and shear loading in jaw crushers with simple and parallel-circular jaw movement

Мета. Провести порівняльний аналіз продуктивності та потужності процесу дроблення стисканням та зсувним навантаженням у щоківих дробарках з простим та паралельно-коловим рухом.

Методика. Для аналізу продуктивності та потужності процесу було використано порівняльний аналіз кінематичних особливостей механізмів приводу рухомої щокви для дробарок з простим рухом траєкторії точок робочої поверхні, зі складним рухом традиційної конструкції та з паралельно-коловим рухом щокви по всій її довжині.

Результати. Наведено аналіз роботи найбільш поширених традиційних кінематичних схем щоківих дробарок з простим рухом та складним рухом щокви. Детально розглянута щоква дробарка з коловим рухом рухомої щокви по всій її довжині, яка забезпечує підвищення її продуктивності за рахунок збільшення практично на чверть циклового часу розвантаження роздробленого матеріалу. Розрахована потужність на подолання сил тертя при руйнуванні шматків гірської породи. Розрахунками для різних гірських порід доведено, що щоква дробарка з коловим рухом рухомої щокви по всій її довжині, за рахунок зсувного навантаження теоретично потребує значно меншої (в середньому у 1,76 раз) потужності для дроблення гірської породи при всіх однакових показниках розмірів камери та умов дроблення ніж традиційна щоква дробарка з простим рухом щокви.

Наукова новизна. Щоква дробарка з коловим рухом рухомої щокви по всій її довжині при раціональній продуктивності теоретично потребує значно меншої (в середньому у 1,76 раз) потужності для дроблення гірської породи з врахуванням витрат на тертя при всіх однакових показниках розмірів камери та умов дроблення ніж традиційна щоква дробарка з простим рухом щокви.

Практична значущість. Наведена кінематична схема дробарки з паралельно-коловим рухом щокви по всій її довжині теоретично потребує значно меншої потужності, отже матиме більш високий рівень енергоефективності, що безпосередньо впливає на економічні показники процесу дроблення. Енергоефективність та підвищення продуктивності можуть стати ключовими критеріями в конкурентоспроможності на ринку.

Ключові слова: щоква дробарка, потужність, продуктивність, енергозбереження, кінематична схема, дезінтеграція, порода, навантаження, дроблення, стиск, зсув.

Objective. To carry out a comparative analysis of the productivity and efficiency of the crushing process by compression and shear load in jaw crushers with simple and parallel-circular motion.

Methods. A comparative analysis of the kinematic features of the movable jaw drive mechanisms for crushers with simple movement of the trajectory of the working surface points, with complex movement of the traditional design, and with parallel-circular movement of the jaw along its entire length was used to analyze the productivity and power of the process.

Results. The paper analyzes the operation of the most common traditional kinematic schemes of jaw crushers with simple movement and complex jaw movement. A jaw crusher with a circular motion of the movable jaw along its entire length is considered in detail, which provides an increase in its productivity by increasing the cycle time for unloading the crushed material by almost a quarter. The power to overcome friction forces during the destruction of rock pieces was calculated. Calculations for various types of rocks have shown that a jaw crusher with a circular movement of the movable jaw along its entire length, due to shear load, theoretically requires significantly less (on average, 2 times) power to crush rock at all the same chamber dimensions and crushing conditions than a traditional jaw crusher with a simple jaw movement.

Scientific innovation. A jaw crusher with circular motion of the movable jaw along its entire length, with rational productivity, theoretically requires significantly less (on average 1.76 times) power for crushing rock, taking into account friction costs, with all the same chamber dimensions and crushing conditions, than a traditional jaw crusher with simple jaw motion.

Practical significance. The presented kinematic scheme of a crusher with a parallel-circular movement of the jaw along its entire length theoretically requires significantly less power and therefore will have a higher level of energy efficiency, which directly affects the economic performance of the crushing process. Energy efficiency and increased productivity can become key market competitiveness criteria.

Keywords: jaw crusher, power, productivity, energy saving, kinematic diagram, disintegration, rock, load, crushing, compression, shear.

© Маліч М.Г. – к.т.н., доц. УДУНТ
Катан В.О. – к.ф.-м.н., доц. ДНУ ім. О.Гончара
Лайков Д.В. – аспірант УДУНТ
Авраменко С.О. – аспірант ІГТМ

Malich M. – c.t.s., docent USUST
Katan V. – c.fm.s, DNU
Laikov D. – PhD student at USUST
Avramenko S. – PhD student at IGTM



Це стаття відкритого доступу за ліцензією CC BY 4.0
<https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/deed.uk>

Вступ. Процес дроблення та просування роздроблених шматків по висоті камери дроблення в щоківих дробарках залежить від кінематичних особливостей механізму приводу рухомої щоки [1-3]. Енергоефективність процесу дроблення залежить від характеру руху рухомої щоки, фізико-механічних властивостей руйнівного матеріалу та вибору параметрів процесу [4-8], де основними чинниками є умови прикладання навантаження.

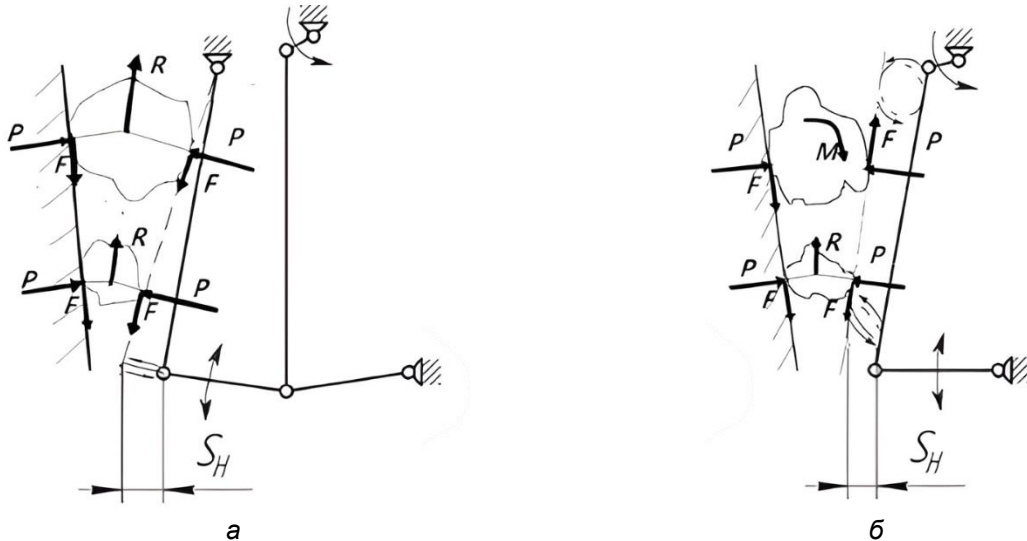


Рисунок 1 - Кінематичні схеми щоківих дробарок
а – з простим рухом щоки; б – зі складним рухом щоки

При цьому сили стискання P шматків породи у верхній та нижній частинах камери дроблення породжують складові R , які направлені вгору, а сили тертя F , які забезпечують захоплення шматка - донизу.

Істотним недоліком цих дробарок є малий хід стиснення у верхній частині камери дроблення, що призводить до поганого захоплення матеріалу, який подається на дроблення. Руйнування шматка породи відбувається за умови перевищення межі міцності на стиск, практично так, як при симетричному навантаженні зразка породи в пресі. В той же час нижня, більш активна за рахунок більшого ходу стиснення, частина камери не забезпечується достатньою кількістю матеріалу. Таким чином, продуктивність верхньої частини камери дроблення значно менше ніж нижньої. При цьому енергія, необхідна для дроблення пропорційна межі міцності матеріалу на стискання у квадраті, а необхідна потужність процесу вираховується за відомою формулою Л.Б. Левенсона [1]

$$N_{\Pi} = \frac{\sigma_c^2 \pi L (D^2 - d^2)}{12 E \eta} n, \quad (1)$$

де σ_c – межа міцності дробного матеріалу при стисканні, Па; L – довжина камери дроблення, м; n – частота обертання ексцентрикового валу, c^{-1} ; D, d – максимальні розміри шматків вихідного та подрібненого матеріалу, м; E – модуль пружності, Па; η – КПД дробарки.

Фактична продуктивність такої щоківих дробарки, яка визначається обсягом готового продукту,

Основна частина. У дробарках з простим рухом траєкторії руху точок робочої поверхні бронеплити являють собою або частини дуги кола, або прямі лінії [9]. Під час роботи такої дробарки (рис. 1а) щока робить коливальний рух, при цьому найбільший хід стискання S_H (горизонтальна складова траєкторії руху будь-якої точки щоки) має її нижня точка.

що випадає з камери дроблення при відході рухомої щоки (холостому ході), відбувається двічі за один оберт кривошипа та розраховується за формулою.

$$n = \frac{1}{2} \sqrt{\frac{g \operatorname{tg} \alpha}{2s_H}}, \quad (2)$$

де g – прискорення вільного падіння, m/s^2 , α – кут захоплення, s_H – хід рухомої щоки у нижній точці камери дроблення, м.

У дробарках зі складним рухом традиційної конструкції (рис. 1,б), у яких кривошип і рухлива щока утворюють єдину кінематичну пару, траєкторії руху точок рухомої щоки є замкнуті криві, найчастіше еліпси [1,2,10]. У процесі роботи такої дробарки рухома щока у верхній частині здійснює практично коловий рух, забезпечуючи тим самим хороше захоплення та дроблення вихідного матеріалу. При цьому у верхній частині камери дроблення сили стискання P шматків породи за рахунок тангенційної складової від руху рухомої щоки та зближення з нерухомою, захоплюють і рухають шматки породи донизу та породжують сили тертя F , які направлені в різні сторони, що забезпечує ковзне стиснення. Руйнування шматка породи відбувається за умови перевищення межі міцності на зсув, практично так, як при асиметричному навантаженні зразка породи в пресі [11], а енергія руйнування пропорційна межі міцності породи на зсув у квадраті. В той же час у середній частині камери дроблення траєкторія руху

точок щоки змінюється на еліпсолоподібну, а в самому низу практично на прямолінійну, що приводить до гіршого процесу захоплення і дроблення породи, розташованої нижче середини камери дроблення [10]. У нижній частині камери дроблення руйнування шматка породи відбувається за умови перевищення межі міцності на стиск, практично так, як у дробарці з простим рухом, тобто як при симетричному навантаженні зразка породи в пресі. При цьому енергія, необхідна для дроблення у нижній частині камери дроблення також пропорційна межі міцності матеріалу на стискання у квадраті, а подрібнений матеріал постійно виштовхується нагору до тих пір, поки він зрештою, не буде захоплений та подрібнений. Таким чином, у традиційних дробарках зі складним рухом щоки продуктивність у нижній частині камери дроблення значно менше, ніж у верхній.

У процесі роботи дробарки зі складним рухом щоки за традиційною схемою в першій фазі при русі кривошипу з крайнього верхнього положення вниз на кут 90° рухома щока рухається назустріч нерухомій. За рахунок стикання та тангенційної складової, вона захоплює і починає, фактично зсувним навантаженням, руйнувати вихідну породу та рухає її вниз, сприяючи розвантаженню подрібненого матеріалу. У другій фазі при русі кривошипа в крайнє нижнє положення рухома щока продовжує рухатися убік, протилежний нерухомій щоці, і вниз, при цьому відбувається форсований викид подрібненого матеріалу з камери дроблення за рахунок руху щоки у бік розвантаження. Надалі при русі з нижнього крайнього положення вгору на кут 90° рухлива щока здійснює складний рух, за час якого її верхня частина здійснює рух вгору та в бік, протилежний

від нерухомої щоки, а нижня частина рухається вгору і назустріч нерухомій щоці, що не сприяє розвантаженню подрібненої породи. В четвертій, останній, фазі нижня частина щоки рухається у бік, протилежний нерухомій щоці, і вгору, також перешкоджаючи випадінню подрібненого матеріалу. Таким чином, рух щоки в третій і четвертій фазах перешкоджає виходу готового роздробленого матеріалу з камери дроблення, тобто. випадання готового продукту із камери дроблення відбувається двічі за один оборот кривошипу, як і у дробарок з простим рухом щоки.

В технічній літературі [1,2,3] можна виділити групу дробарок, у яких траєкторія руху рухомої щоки змінена за допомогою різних конструктивних прийомів, які забезпечують приблизно постійну величину ходу стиснення по всій висоті камери подрібнення. Ідея таких конструктивних рішень зводиться до створення однакового колового, або еліпсоїдного руху рухомої щоки по всій її довжині. Характерним прикладом такої дробарки є дробарка із загальним ексцентриковим приводним валом [10], у якій круговий рух верхньої частини щоки забезпечується обертанням одного ексцентрика, а круговий рух нижньої частини щоки відбувається за рахунок руху розпірної плити, що наводиться іншим ексцентриком. Продуктивність такої дробарки більша, ніж у переглянутих вище, однак через складність виготовлення та експлуатації вона не отримала поширення.

Наведемо приклад дробарки [12], яка забезпечує паралельний рух рухомої щоки до нерухомої за рахунок застосування двокривошипного шарнірного чотириздвійника із загальним приводом кривошипів (рис.2).

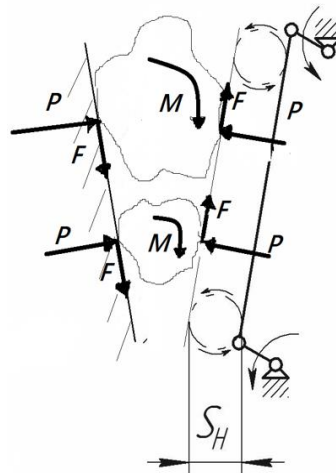


Рисунок 2 - Кінематична схема дробарки з паралельно-коловим рухом рухомої щоки до нерухомої

Траєкторія руху точок щоки у запропонованій кінематичній схемі є практично коловою, і хід стиснення та тангенційної складової по всій висоті камери подрібнення постійні. Оскільки довжини кривошипів однакові, рухлива щока в першій фазі при русі кривошипа з крайнього верхнього положення вниз на кут 90° рухається назустріч нерухомій щоці. При цьому у верхній частині та у нижній частинах

камери дроблення сили стиснення P шматків породи за рахунок тангенційної складової від руху рухомої щоки вниз та назустріч з нерухомою, захоплюють і рухають шматки породи донизу. Це породжує сили тертя F , які направлені в різні сторони, що забезпечує ковзне стиснення по всій довжині камери. Руйнування шматка породи відбувається за

умови перевищення межі міцності на зсув, практично так, як при асиметричному навантаженні зразка породи в пресі, а енергія руйнування пропорційна межі міцності породи на зсув у квадраті. В цей час зруйновані шматки породи рухається донизу, що також сприяє розвантаженню роздробленого матеріалу. У другій фазі при русі кривошипа в крайню нижню положення рухома шочка рухається у бік, протилежний нерухомій шочці і вниз, при цьому також відбувається форсований викид роздробленого матеріалу з камери дроблення за рахунок руху шочки у бік розвантаження. У третій фазі роботи кривошипу при переході з нижнього крайнього положення вгору на кут 90° рухома шочка рухається вгору й убік, протилежний нерухомій шочці, продовжуючи розвантаження роздробленого матеріалу. У четвертій фазі рухлива шочка рухається вгору назустріч нерухомій шочці, починаючи дроблення знову завантаженого через завантажувальний отвір шматків породи. Тобто, для такої кінематичної схеми можемо скоригувати відому формулу [1] для визначення частоти обертання валу, будемо мати

$$n = \frac{3}{4} \sqrt{\frac{g \tan \alpha}{2s_H}}, \quad (3)$$

де g – прискорення вільного падіння, m/c^2 , α – кут захоплення, s_H – хід рухомої шочки у нижній точці камери дроблення, м.

Таким чином, випадіння призми готового продукту з камери дроблення відбувається протягом трьох чвертей обороту кривошипу, тобто в трьох циклах роботи дробарки, що практично повністю вирішує проблему переподрібнення та дозволяє підвищити на чверть частоту обертання ексцентрикового валу та підняти продуктивність процесу дроблення.

В той же час необхідна потужність дроблення породи у наведеній дробарці з такою кінематичною схемою, яка забезпечує ковзне стискання може визначитися за залежністю згідно з формулою

$$N_c = \frac{k^2 \pi L (D^2 - d^2)}{12G\eta} n, \quad (4)$$

де k – межа міцності дробного матеріалу на зсув, Pa^2 ; L – довжина камери дроблення, м; n – частота обертання ексцентрикового валу, c^{-1} ; D, d – максимальні розміри шматків вхідного та подрібненого матеріалу, м; G – модуль зсуву, Па; η – КПД дробарки, який за даними [13] для дробарок з складним рухом шочки приймають на рівні 0,45.

$$N_{ct} = \frac{2(1+\nu)k^2 \pi L (D^2 - d^2)}{12E\eta} n + \frac{f \sigma_c^2 \pi L (D^2 - d^2)}{1,9Es_1} n r \cos \frac{a}{2} = \frac{\pi L (D^2 - d^2) n}{E} \left[\frac{(1+\nu)k^2}{6\eta} + \frac{f \sigma_c^2}{3,8} \cos \frac{a}{2} \right] \quad (8)$$

Також потужність витрачається у всіх типах дробарок на пружну деформацію деталей та на тертя в сполученнях (на так званий холостий хід), що згідно з [7], визначається за формулою

$$N_x = 0,5K_c \left(\frac{N_y}{1,39K_N} - e_A \Pi_m \right) \quad (9)$$

В цьому випадку треба розуміти, що ковзне стискання забезпечують сили тертя між породою та бронеплитами за рахунок тангенціального навантаження від рухомої шочки, а максимальне дотичне напруження можна вирахувати при визначенні зусилля дроблення (напруження стиску) та коефіцієнта тертя за залежністю $\tau_{max} = f \sigma_c$. При ковзному стисканні руйнування породи відбудеться коли $\tau_{max} > k$ – межі опору зсуву.

Тоді з урахуванням зв'язку між модулем пружності E і модулем зсуву G для визначення необхідної потужності на пружну деформацію шматків породи зсувом при дробленні з тангенціальним навантаженням маємо

$$N_c = \frac{2(1+\nu)k^2 \pi L (D^2 - d^2)}{12E\eta} n, \quad (5)$$

де ν – коефіцієнт Пуассона.

Але в цій формулі не врахована потужність, яка витрачається на роботу сил тертя у дробарках при складному русі шочки. Потужність, необхідна на подолання сил тертя між породою та двома шочками в камері дроблення у моменти захоплення та переміщення дробленої породи можна визначити за формулою

$$N_t = f Q_{max} \pi r n \cos \frac{a}{2}, \quad (6)$$

де f – коефіцієнт тертя між породою та шочкою; Q_{max} – максимальне зусилля дроблення, Н; r – радіус кривошипа, м; n – частота обертання, Гц; α – кут захоплення.

Максимальне зусилля дроблення визначається за формулою

$$Q_{max} = \frac{\sigma^2 L}{1,9 \cdot E \cdot s_1} (D^2 - d^2), \quad (7)$$

де σ – межа міцності породи, Па; L – довжина камери дроблення дробарки, $L = 0,4$ м; D – розмір вхідного матеріалу, $D = 0,18$ м; d – середній розмір продукту дроблення, $d = 0,042$; E – модуль пружності вхідного матеріалу; $E = 3,5 \cdot 10^{10}$ Па; s_1 – хід рухомої шочки в місті прикладання сили Q_{max} .

Таким чином, з урахуванням потужності на тертя можна записати $N_{ct} = N_c + N_t$, а відкоригована формула для визначення необхідної потужності дроблення породи у наведеній дробарці, де рух рухомої шочки має однакову колову траєкторію по всій її довжині (рис. 2.), то можна вважати, що $s_1 = 2r$ і формула має вигляд

де K_c – коефіцієнт, що враховує рух рухомої шочки; N_y – встановлена потужність двигуна, кВт; 1,39 – номінальний запас потужності; K_N – коефіцієнт відхилення запасу потужності від номінального; e_A – питома корисна робота сил дроблення;

Π_m – максимальна технологічна продуктивність дроблення.

За даними [14] втрати енергії на роботу пружної деформації витрачається близько 35%, а на тертя у дробарках зі складним рухом щоки - 27,5%. В той же час аналітичні розрахунки авторів [1] показують, що сумарна пружна деформація елементів дробарок, що серійно випускаються під впливом сил дроблення, приведеним до середини камери дробарки становлять 10-15% ходу рухомої щоки у тій же точці.

В роботі [15] встановлено, що при раціональній продуктивності дроблення в шокових дробарках, коли ККД буде максимальним, загальні витрати потужності на терта та холостий хід у першому наближенні становлять $2N_x$. Наведемо фрагмент таблиці (табл. 1) щодо встановленої потужності двигунів та потужності холостого ходу для декількох дробарок з складним рухом щоки [13. табл. 6.1. ст. 166].

Табл.1 – Потужність двигуна N_y та потужність холостого ходу N_x шокових дробарок

1	Дробарки	Потужність		Відношення N_x/N_y
		N_y , кВт	N_x , кВт	
	2	3	4	5
Складний рух	СМ-166А 160*250	10	1,264	0,126
	С-182Б 250*400	17	1,738	0,102
	С-166А 250*900	40	3,291	0,082
	СМ-74 400*900	55	6,146	0,112
	СМ-16Д 1600*900	75	9,730	0,130
	Середнє значення відношення N_x/N_y , %			

Проаналізуємо відношення витрат необхідної потужності на подрібнення в шокових дробарках з простим та покращеним складним рухом щоки на прикладі дроблення декількох гірських порід, з різними фізико-механічними характеристиками (табл.1), коефіцієнтом Пуассона $\nu = 0,25$, коефіцієнтами тертя між породою та бронеплитами, при $f = 0,3$, ККД дробарки $\eta = 0,45$, кут захоплення $\alpha =$

20° та при однакових інших параметрах. Розрахунок відношення потужностей будемо рахувати за формулою

$$\frac{N_n}{N_{ст}} = \frac{\sigma_c^2}{12\eta} \left[\frac{(1+\nu)k^2}{6\eta} + \frac{f\sigma_c^2}{3,8} \cos \frac{\alpha}{2} \right] \quad (10)$$

та заносити у табл. 2, при цьому будемо вважати, що витрати потужності на холостий хід однакові для дробарок з простим і складним рухом щоки.

Таблиця 2 – Розрахункові співвідношення витрат потужності при дробленні різних гірських порід в шокових дробарках з простим та складним коловим рухом $N_n/N_{ст}$

Тип породи	Експериментальні дані		Тангенційні напруження	Відношення	Відношення	Кадастр [15, с.]
	k , МПа	σ_c , МПа	τ_{max} , МПа	σ_c/k	$N_n/N_{ст}$	
1	2	3	4	5	6	7
Монцонит	60	260	78,0	4,3	1,8	104
Монцонит	24	127	38,1	5,3	2,0	105
Монцонит	7,5	48	14,4	6,4	2,1	
Пісковик	10	55	16,5	5,5	2,0	158
Руда гранд-магнетитова	22	117	35,1	5,3	2,0	67
Руда магнетитова	15	97	29,1	6,5	2,1	67
Алевролит	9,2	60,5	18,2	6,6	2,1	208
Алевролит	53	255	76,5	4,8	1,9	145
Аргилит	6,5	31	9,3	4,8	1,9	174
Роговик	25	138	41,4	6,7	2,0	66
Випняк	12	60	18,0	5,0	1,9	158
Туф гематизований	25	134	40,2	5,4	2,0	67
Середнє значення відношення				5,6	1,98	

Розрахунки сил тертя, які забезпечують тангенціальні напруження при $f = 0,3$ показують, що дроблення породи у щоківих дробарках зі складним рухом щоки відбудеться коли $\tau_{max} > k$ – межі опору зсуву, тобто сил тертя достатньо для забезпечення зсувного навантаження в камері дроблення до руйнування породи.

Таким чином енергетичний аналіз подрібнення у щоківих дробарках з простим та складним рухом щоки з кінематичною схемою, яка реалізує коловий рух рухомої щоки по всій її довжині показав можливість значного енергозбереження (в середньому в 1,98 раз).

Але, якщо врахувати витрати потужності на інші дисипативні втрати, тобто, вважаючи, що з двох потужностей холостого ходу при раціональній продуктивності, одна складова йде на тертя між щоками та породою, то з урахуванням цього відношення потужностей зменшиться в середньому на 11%. Тоді з урахуванням цього середнє значення відношення $N_n/N_{ст}$ буде зменшено на 11% та буде дорівнювати $1,98 - 11\% = 1,76$.

Таким чином необхідна потужність дроблення у щоківій дробарці з використанням зсувного наван-

таження буде теоретично як мінімум у 1,7 раз менша в порівнянні з дробленням стисканням для перевищення межі стиску у дробарках з простим рухом щоки. Також наведена кінематична схема щоківій дробарки з коловим рухом рухомої щоки буде забезпечувати підвищеної продуктивності за рахунок збільшення на чверть циклового часу розвантаження роздробленого матеріалу.

Висновки. Вищенаведеним проведено аналіз роботи основних, найбільш поширених існуючих кінематичних схем щоківих дробарок. Доведено, що щоківій дробарка з коловим рухом рухомої щоки по всій її довжині теоретично потребує значно меншої (в середньому у 1,76 раз) потужності з урахуванням витрат на тертя для дроблення гірської породи при всіх однакових показниках розмірів камери та умов дроблення ніж традиційна щоківій дробарка з простим рухом щоки. Запропонована кінематична схема дробарки також забезпечує підвищення її продуктивності за рахунок збільшення практично на чверть циклового часу розвантаження роздробленого матеріалу.

Перелік посилань

1. Клушанцев Б.В., Косарев А.И., Муйземнек Ю.А. Дробилки. Конструкция, расчет, особенности эксплуатации. М.: Машиностроение, 1990. 320 с.
2. Блохин В.С., Большаков В.И., Малич Н.Г. Основные параметры технологических машин. Машины для дезинтеграции твердых материалов: Учебное пособие, ч.1. Днепропетровск: ИМА-пресс. 2006. 404с.
3. Bearman, Richard Ted. Jaw and Impact Crushers. SME Mineral Processing and Extractive Metallurgy Handbook, 2019, 367.
4. Korman, Tomislav, et al. Impact of physical and mechanical properties of rocks on energy consumption of jaw crusher. *Physicochemical Problems of Mineral Processing* 51.2 (2015): 461-475. DOI:10.5277/ppmp150208
5. Valencia-Ochoa, Guillermo, et al. Energy saving in industrial process based on the equivalent production method to calculate energy performance indicators. *Chemical Engineering Transactions* 57 (2017): 709-714
6. Miura, Norihiko, and O. Sukeo. Particle-crushing of a decomposed granite soil under shear stresses. *Soils and foundations* 19.3 (1979): 1-14
7. Beniak, J., Krizan, P., & Matús, M. TOOLS FOR MATERIAL DISINTEGRATION. *Annals of the Faculty of Engineering Hunedoara*. (2015). 13(1), 133
8. Li, Huiqi. Discrete element method (DEM) modelling of rock flow and breakage within a cone crusher. Diss. University of Nottingham, 2013
9. Целиков А.И. Машины и агрегаты металлургических заводов. Т.1. М.: Машиностроение. 1987. 440 с.
10. Масленников, В. А. Дробилки, разрушающие материал сжатием. *Известия вузов. Горный журнал* 10-11. 1996. с 124-138.
11. Малич М.Г. Енергетичний аналіз дроблення рудних матеріалів асиметричним навантаженням. *Теорія і практика металургії*. Дніпро. НМетАУ. 2022. №3. с 38-44.
12. А.Г. Никитин, В.И. Люленков, А.В. Витушкин, Н.Д. Калюкина. Сравнительный анализ работы щековых дробилок с различными кинематическими схемами. *Известия вузов. Черная металлургия*. 2012. №10. с 30-31.
13. Штепа В.П. Теорія. Експеримент. Практика. Енергозбереження при машинному виробництві. Монографія. Дніпропетровськ. ИМА-пресс. 2009. 268с. (рос. мовою).
14. Косарев А.И., Овчаренко Н.В. Энергетические потери в щековых дробилках. Тр. ВНИИстройдормаш. М. 1977. № 77. с 21-25.
15. Штепа, В. П., Прогнозирование полезной работы и КПД проектируемой машины. *Металлургическая и горнорудная промышленность* 1. 2010. №3. с 115-118

References

1. Klushantsev, B. V., Kosarev A. I., & Muizemnek A. Yu. (1990). *Crushers. Design, Calculation, Features of Operation*. Mashinostroenie
2. Blokhin, V.S., Bolshakov, V.I., & Malich, N.G. (2006). *Basic parameters of technological machines. Machines for disintegration of solid materials*. Part 1. IMA-press
3. Bearman, R. T. (2019). Jaw and impact crushers. *SME Mineral Processing and Extractive Metallurgy Handbook*.
4. Korman, T., et al. (2015). Impact of physical and mechanical properties of rocks on energy consumption of jaw crusher. *Physicochemical Problems of Mineral Processing*. 51(2), 461-475

5. Valencia-Ochoa, G., et al. (2017). Energy saving in industrial process based on the equivalent production method to calculate energy performance indicators. *Chemical Engineering Transactions*, 57,709-714
6. Miura, N., & Sukeo, O. (1979). Particle-crushing of a decomposed granite soil under shear stresses. *Soils and foundations*, 19(3), 1-14
7. Beniak, J., Krizan, P., & Matús, M. (2015). Tools for material disintegration. *Annals of the Faculty of Engineering Hunedoara*, 13(1),133
8. Li, H. (2013). *Discrete element method (DEM) modelling of rock flow and breakage within a cone crusher*. [Dissertation, University of Nottingham]
9. Tselikov, A. I. (1987). *Machines and aggregates of metallurgical plants*. Vol. 1. Mashinostroenie
10. Maslennikov, V. A. (1996). Crushers destroying the material by compression. *Izvestiya vuzov. Mining journal*, 10-11, 124-138
11. Malich, M. G. (2022). Energy analysis of crushing ore materials by asymmetric loading. *Theory and practice of metallurgy*, (3), 38-44
12. Nikitin, A. G., Lyulenkov, V. I., Vitushkin, A. V., & Kalyukina, N. D. (2012). Comparative analysis of work of jaw crushers with different kinematic schemes. *Izvestiya vuzov. Ferrous metallurgy*, (10), 30-31
13. Shtepa, V. P. (2009). *Theory. Experiment. Practice. Energy saving in machine production*. IMA-press
14. Kosarev, A. I., & Ovcharenko, N. V. (1977). Energy losses in jaw crushers. *Tr. VNIStroydormash*, 77, 21-25
15. Shtepa, V. P. (2010). Prediction of useful work and efficiency of the designed machine. *Metallurgical and mining industry*, (3), 115-118

Надійшла до редколегії / Received by the editorial board: 07.12.2023
Прийнята до друку / Accepted for publication: 20.02.2024

Гладких В.А., Рубан А.В., Кузьменко С.М., Рябцев О.О., Аносов О.В., Кравченко В.П.
Визначення часу транспортного запізнення шихти при виплавці марганцевих сплавів у надпотужних феросплавних електропечах

Gladkikh V.A., Ruban A.V., Kuzmenko S.M., Riabtsev O.O., Anosov O.V., Kravchenko V.P.
Determination of the charge transport delay time during the smelting of manganese alloys in high-power ferroalloy electric furnaces

Покращення техніко-економічних показників процесу виплавки феросплавів відбувається за рахунок вирішення питань оперативного керування технологічними процесами, а їх оптимізація пов'язана з використанням надійних практичних вихідних даних. Тому в роботі з метою встановлення кореляційних взаємозв'язків між вихідними параметрами і кінцевими показниками з урахуванням технологічної інерційності процесу запропоновано скореговану методику «транспортного запізнення». Експериментально встановлено час «транспортного запізнення» електропечі РПЗ-63. Практична значущість результатів полягає в отриманні більш достовірних промислових даних залежності впливу опору електрода ($R_э$) на продуктивність печі (Π_n), питомі витрати електричної енергії (Q_n) та коефіцієнт вилучення марганцю у сплав (η_{Mn}).

Ключові слова: феросплави, марганець, шихта, РПЗ-63, «транспортне запізнення», промисловий експеримент, регресійний аналіз, ТЕП.

Improvement of technical and economic indicators of the smelting process of ferroalloys occurs by solving issues of operational control of technological processes, and their optimization is associated with the use of reliable practical initial data. Therefore, in the work, in order to establish correlations between the initial parameters and final indicators, taking into account the technological inertia of the process, an adjusted "transport delay" method is proposed. The "transport delay" time of the RPZ-63 electric furnace was experimentally determined. The practical significance of the results lies in obtaining more reliable industrial data on the dependence of the influence of the electrode resistance on the furnace productivity, specific electrical energy consumption and the manganese extraction coefficient in the alloy.

Keywords: ferroalloys, manganese, charge, RPZ-63, "transport delay", industrial experiment, regression analysis, TEP.

Вступ. Інтенсифікація електротермічних процесів виробництва марганцевих феросплавів в рудновідновлювальних надпотужних феросплавних електропечах типу РПЗ-63 пов'язана з розробкою нових і удосконаленням діючих технологій. Покращення техніко-економічних показників і підвищення якості готової продукції в умовах використання різноманітної марганцеворудної сировини і власних відходів вирішується на базі впровадження автоматизованих систем управління окремими ланцюгами і технологічним процесом в цілому [1-4]. Суттєве значення при цьому набувають рішення з використанням комп'ютерних технологій з дослідженням, моделюванням і керуванням процесами виробництва марганцевих феросплавів [5-8]. Вирішення питань оперативного керування технологічними процесами і їх оптимізації пов'язане з використанням надійних практичних вихідних даних.

Аналіз літературних даних та постановка проблеми. Безперервний вуглецевотермічний процес виплавки марганцевих феросплавів в потужних закритих і герметичних рудновідновлювальних електропечах супроводжується безперервним завантаженням шихтових матеріалів на колошник печі. Для виключення виходу феросплавного газу через пічні бункери в них постійно повинен підтримуватись потрібний рівень і відповідна маса шихти.

В ванні феросплавної печі типу РПЗ-63 знаходиться біля 300 т. шихти [9-12].

Відновлювальні процеси та формування шлаку і металу відбувається в приелектродних зонах і на подині. В середньому через 2,66 години продукти плавки випускають із печі. Хімічний склад вихідних шихтових матеріалів контролюють один раз за зміну. В плавильному журналі фіксується також маса кожного витраченого за робочу зміну шихтового компонента. Хімічний склад феросплаву, шлаку і їх маса контролюються по-плавочно. При складанні матеріального балансу виплавки феросплаву на виробництві використовується методика узагальнення показників за добу і в цілому за виділений період часу.

Для періодичних вуглецевідновлювальних процесів при такому підході і за часом початок змінення складу шихти відповідає новому складу отриманого феросплаву в період плавки. Проте, потужні рудновідновлювальні печі, які працюють безперервним процесом, мають велику глибину ванни (до 5 м). Саме в таких печах і відбувається «транспортне запізнення» між початком завантаження зміненого складу шихти і початком отримання феросплаву нового хімічного складу, який відповідає цій шихті.

© Гладких В.А. – к.т.н., доц. УДУНТ
 Рубан А.В. – к.т.н., доц. УДУНТ
 Кузьменко С.М. – аспірант УДУНТ
 Рябцев О.О. – аспірант УДУНТ
 Аносов О.В. – аспірант УДУНТ
 Кравченко В.П. – аспірант УДУНТ

Gladkikh V. – c.t.s., docent USUST
 Ruban A. – c.t.s., docent USUST
 Kuzmenko S. – PhD student at USUST
 Riabtsev O. – PhD student at USUST
 Anosov O. – PhD student at USUST
 Kravchenko V. – PhD student at USUST



Ця стаття відкритого доступу за ліцензією CC BY 4.0
<https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/deed.uk>

Мета і завдання дослідження. В роботі запропоновано скореговану методику встановлення кореляційних взаємозв'язків між вихідними параметрами і кінцевими показниками з урахуванням технологічної інерційності процесу – «транспортного запізнення». «Транспортне запізнення» - це той період часу, на який буде відбуватись запізнення приходу шихтових матеріалів в реакційну зону печі де утворюється кінцевий склад феросплаву.

Матеріали та методи дослідження. В роботі запропонована методика при проведенні експериментальних плавок в промислових умовах, яка дозволила визначити час «транспортного запізнення» при виплавці феросилікомарганцю з базовим вмістом марганцю (65-68%). Змінення вмісту заліза (з 3% до 11%) і марганцю (з 76% до 68%) в феросилікомарганці засвідчувало про відповідність отриманого кінцевого сплаву зміненому раніше складу шихти.

Промислові дослідження проводились в умовах феросплавного цеху АТ «Нікопольський завод феросплавів» на печі РПЗ-63, яка виплавляла феросилікомарганець складу: 73-74% Mn, 17-18% Si, 6-7% Fe, за прийнятою технологією. Авторами роботи було проведено промисловий експеримент з переходу на інший склад металу із зниженим вмістом марганцю. Робота печі під час досліджень включала період, в який відбувався перехід від виплавки товарного феросилікомарганцю (сплав марки МнС17) з раніше вказаним вмістом марганцю і заліза до базових відповідно до ДСТУ3548-97 величин вмісту цих елементів в феросилікомарганцю, %: Mn не менше 65, Si в межах 15-20.

Виплавку феросилікомарганцю такого складу вели з марганцевої сировини з добавкою в шихту

залізородних матеріалів. Слід зазначити, що такий сплав характеризується підвищеною щільністю і меншою крихкістю, що сприяє під час фракціонування зменшенню виходу відсіву (фр. 0-10 мм) практично в 2 рази. В якості залізвмісного компонента шихти використовували сирі залізородні обкотиші (62-63% Fe), витрати яких складали 6-10 т. за робочу зміну. Це призводило до зниження вмісту марганцю у готовому сплаві з 76% до рівня ДСТУ 3548-97, а саме – не менше 65%.

Сутність методики при обробці даних промислового експерименту полягала в точному фіксуванні часу завантаження на колошник феросплавної електропечі шихти з обкотишами і зміни вмісту марганцю в феросплаві, який було отримано.

Результати дослідження та їх обговорення. При підвищенні маси заліза змінювалась доля марганцю в сплаві, що давало змогу визначити час «транспортного запізнення». Різниця часу між завантаженням експериментальної шихти та зміна вмісту марганцю у хімічному складі готового феросилікомарганцю і була визначена як «транспортне запізнення». В кінці експерименту визначали «транспортне запізнення» за робочими змінами (плавками) - закінчення завантаження обкотишів в піч і зміни маси марганцю у феросплаві, який було отримано. Для підвищення надійності висновків нами було проаналізовано роботу печі впродовж 81 робочих змін, що склало майже 27 діб безперервної роботи. Графічні результати досліджень наведені на рис. 1. Слід зазначити, що рис. 1б, є продовженням рис. 1а за віссю абсцис, на якій зафіксовано кількість змін протягом 27 діб безперервного експеримента. а та рис.1б.

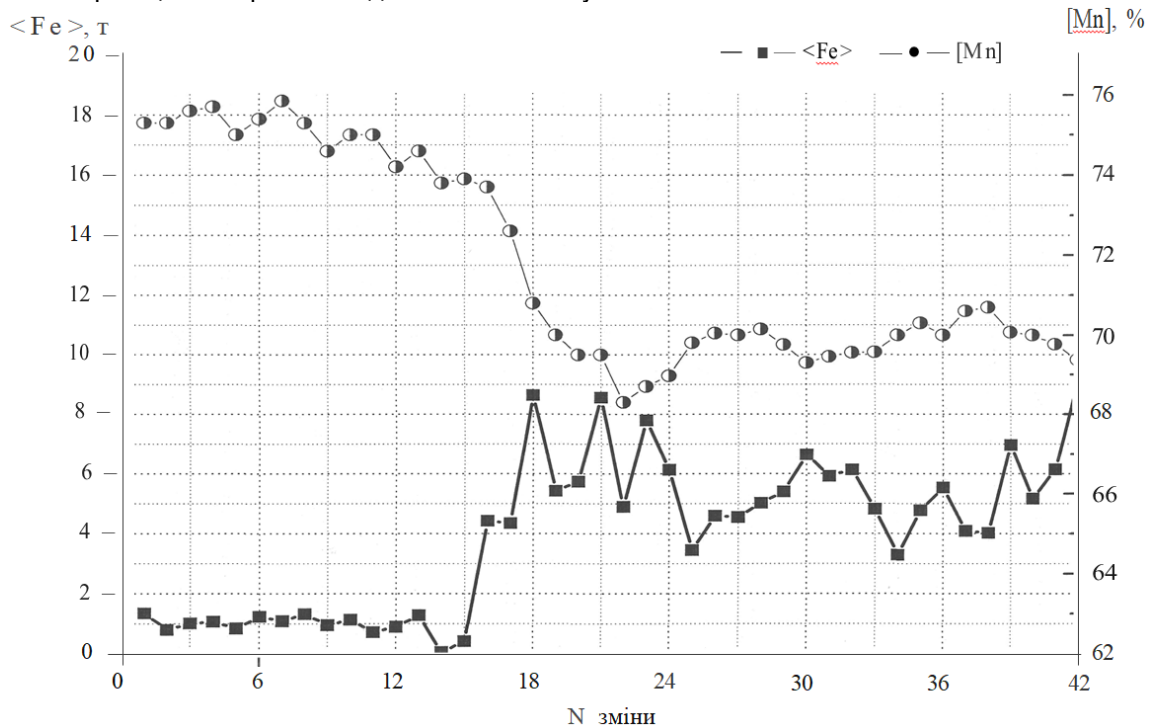


Рис. 1, а — Характер зміни маси заліза, заданого з шихтою і отриманої частки (%) марганцю в сплаві

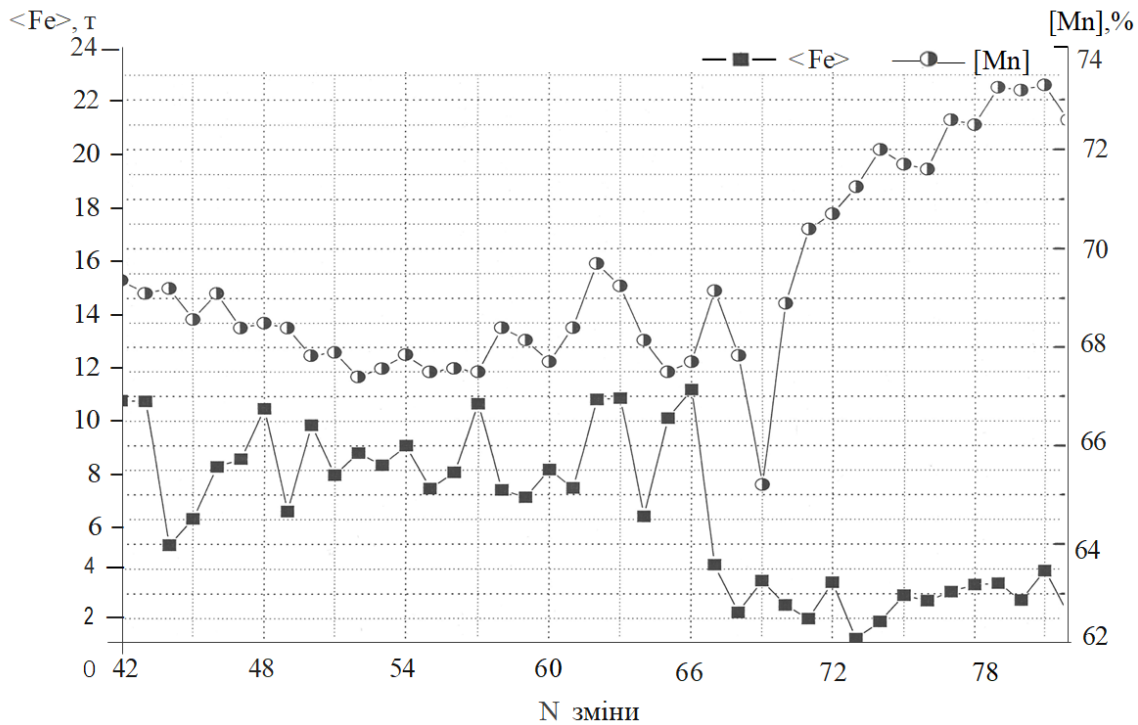


Рис. 1, б - Характер зміни маси заліза, заданого з шихтою і отриманої частки (%) марганцю в сплаві

З урахуванням отриманих результатів авторами у подальшому було опрацьовано масив даних стабільної роботи печі впродовж 2х місяців – 180 робочих змін. Під час формування масиву даних «транспортне запізнення» спожитої шихти, що відповідає випущеному металу, враховувалося наступним чином: маса шихти витрачена на виробництво металу відповідає кількості шихти, яка завантажена в піч протягом цієї зміни, але склад відповідає складу шихти завантаженому 2 зміни тому. Перерахунок «транспортного запізнення», як кількість спожитої шихти, до кількості отриманого металу, проводиться за формулою:

$$m_{1к(n)} = (m_{1(n-2)}/m_{ш(n-2)})m_{ш(n)}, \quad \text{т}, \quad (1)$$

де $m_{1к(n)}$ – вага компоненти 1, яка скоригована з урахуванням «транспортного запізнення», т.; $m_{1(n-2)}$ – вага компоненти 1 за даними журналу із запізненням 2 зміни, т.; $m_{ш(n-2)}$ – загальна вага шихти із запізненням на 2 зміни, т.;

$m_{ш(n)}$ – загальна вага шихти за поточну зміну, т.

Сумісне відновлення марганцю і кремнію під час виплавки феросилікомарганцю супроводжується протіканням складних фізико-хімічних процесів. При цьому шихтові матеріали проходять різні температурні зони, зазнаючи ряд змін: дегідратацію, дисоціацію оксидів і карбонатів, часткове або повне відновлення оксидів, шлакоутворення, поділ продуктів плавки на шлакову та металеву фази, остаточне формування розплаву.

Кількість металу знаходиться у тісному зв'язку з температурними умовами плавки, що визначаються електричним режимом. На електричний режим, у свою чергу, впливають хімічний та гранулометричний склади шихтових матеріалів, їх

співвідношення, кількість внесеної ними вологи, час перебування у різних зонах, умови шлакоутворення.

При такому багатофакторному впливі на результати процесу як критерії ефективності можуть бути обрані два-три кінцеві параметри процесу і як інтегральний показник - зміна економічної ефективності. Такими критеріями ефективності процесу виплавки феросилікомарганцю обрано наступні техніко-економічні показники (ТЕП): продуктивність печі - критерій, що дає оцінку основної мети процесу (при певних обмеженнях за встановленою потужністю пічного трансформатора та змістом основного провідного елемента у вихідній шихті, в даному випадку марганцю); ступінь вилучення марганцю як провідного елемента; питома витрата електроенергії [1,10].

Таким чином, встановлено, що час «транспортного запізнення» для феросплавних електропечей типу РПЗ-63 складає 16 годин. Тобто 2 зміни. При такому підході коректність результатів статистичної обробки впливу вихідних даних на кінцеві показники виплавки феросилікомарганцю значно підвищилась.

Найбільш ефективний метод встановлення кількісних оцінок та діючих закономірностей, заснований на дослідженні статистичних взаємозв'язків у фактичних даних, що характеризують процес за тривалий період часу. Це дає можливість за допомогою статистичного аналізу встановити характер зв'язків та взаємного впливу електричних характеристик та параметрів технологічного процесу, дати їх кількісну та якісну оцінку з метою можливості своєчасного реагування на відхилення у технологічному процесі.

Відповідна обробка результатів спостережень за складом шихтових матеріалів, ходом технологічного процесу, кількістю та якістю продукції дозволяє передбачати можливість порушення необхідних параметрів кінцевих продуктів виробництва, коли їх якість знаходиться в заданих межах і своєчасно вводити відповідні корегування, які забезпечують сталість технологічного режиму [12-14].

Під час виробництва феросплавів у рудовідновлювальних печах основними пояснювальними змінними, від яких залежить інтенсивність протікання технологічного процесу, є електричні характеристики та час, витрачений на виробництво

металу (від закриття льотки попереднього випуску металу до закриття льотки поточного).

На етапі параметризації було встановлено такі результуючі змінні: кількість спожитого пичю марганцю $\langle Mn \rangle$, т; кількість марганцю, який було отримано $[Mn]$, т; кількість металу, який було виплавлено $[Me]$, т; кількість витраченої електроенергії Q_p , кВт год; продуктивність печі P_p , т/год. Перелік та діапазон зміни значень електричних характеристик наведених до одного електрода, час, витрачений на виробництво металу, кількість, склад та маса провідних елементів шихти та металу, який було отримано представлені в табл. 1

Таблиця 1 – Перелік та характеристика вихідних даних (за зміну)

Найменування	Позначення	Одиниця виміру	Макс.	Сер.	Мін.
Вага марганцю, що спожито пичю	$\langle Mn \rangle$	т	106,9	64,4	20,1
Час, витрачений на виробництво металу	$t_{мет}$	хв.	759	452	140
Маса отриманого марганцю	$[Mn]$	т	95,15	48,3	14,3
Вага металу, який отримано	$[Me]$	т	130,7	66,8	20,0
Продуктивність печі	P_p	т/год	14,8	8,9	1,6
Кількість витраченої електроенергії	Q_p	МВт·год	563	286	66
Струм електрода	$I_{\text{э}}$	кА	93,3	78,6	55,0
Опір електрода	$R_{\text{э}}$	МОм	1,37	0,93	0,47

Результати регресійного аналізу використовувалися для отримання рівнянь впливу значень вхідних змінних на ТЕП роботи печі: продуктивність P_p , вилучення марганцю $\eta_{Mn} = [Mn] / \langle Mn \rangle$; питома витрата електроенергії на тону готового сплаву, $Q_{уд} = Q_p / [Me]$.

$$P_p = 0,0039 \cdot I_{\text{э}}^{1,852} \cdot R_{\text{э}}^{0,959} \cdot t_{мет}^{-0,049}, \quad (2)$$

$$\eta_{Mn} = \frac{[Mn]}{\langle Mn \rangle} = 0,007 \cdot I_{\text{э}}^{0,436} \cdot R_{\text{э}}^{-0,005} \cdot t_{мет}^{0,453}, \quad (3)$$

$$Q_{уд} = \frac{Q_p}{[Me]} = 2,217 \cdot I_{\text{э}}^{0,019} \cdot R_{\text{э}}^{-0,132} \cdot t_{мет}^{0,093} \quad (4)$$

Висновки

Враховуючи велику інерційність закритої феросплавної печі і значні коливання між вихідними і кінцевими даними було прийнято проводити усереднення результатів не за плавками, а за робочими змінами. При такому підході підвищується коефіцієнт кореляції при визначенні функціональних зв'язків поміж вихідними параметрами і кінцевими показниками.

Експериментально встановлено, що за умов безперервної роботи рудовідновлювальної електропечі РПЗ-63 при стабільній потужності у денні та нічні зміни час «транспортного запізнення» складає 16 годин - тобто 2 зміни.

На основі обробки масиву даних промислових плавок феросилікомарганцю в роботі встановлено залежності впливу опору електрода ($R_{\text{э}}$) на продуктивність печі (P_p), питоми витрати електричної енергії (Q_p) та коефіцієнт вилучення марганцю у сплав (η_{Mn}).

Перелік посилань

1. Гасик М.І. Марганець. - М.: Металургія. - 1992. 608с.
2. Металургія марганцю України /Б.Ф.Величко, В.О.Гаврилов, М.І.Гасик та ін.; Під загальною та наук.ред. акад. НАН України М.І. Гасика. – К.: Техніка, 1996. – 472с.
3. Ferroalloys. Theory and Practice. Gasik, M., Dashevskii, V., Bizhanov, A. Topics in Mining, Metallurgy and Materials Engineering, Springer Nature, Switzerland, 2020, 531 p. 10.1007/978-3-030-57502-1_1.
4. Technical development of ferrosilicon manganese production in ore-smelting electric furnaces with using of manganese magnesia agglomerate. Kutsin, V.S., Olshanskiy, V.I., Dedov, U.B., Ovcharuk, A.N., Polyakov, O.I. Proceedings of INFACON XIII - 13th International Ferroalloys Congress: Efficient Technologies in Ferroalloy Industry, 2020, pp. 17–24
5. Теоретичні основи і технологія електросталі і феросплавів: підручник для студентів закладів вищої освіти / М. І. Гасик, Ю. С. Проїдак, В. А. Гладких, А. П. Горобець, А. М. Головачов, І. В.Дерев'янка, О. В.Жадонос,

- А. В.Рубан, А.Ю.Пройдак ; за заг. ред. Ю. С. Пройдака ; Укр. держ. ун-т науки і технологій. - Дніпро : ПБП "Економіка", 2023. - 280 с. : іл., табл., діагр. - Бібліогр.: с. 275-277.
6. Гасик М.І., Лякішев М.П. Фізикохімія та технологія електроферосплавів: Підручник для вузів. - Дніпропетровськ: ДНВП "Системні технології", 2008. - 453с. - ISBN 966-8421-40-2.
 7. Куцін В.С., Гладких В.А., Кузьменко С.М. та ін. Визначення оптимальних параметрів електричного режиму при виплавці феросилікомарганцю // *Сталь*, 2009. - №1. - 3. 55-57.
 8. Projdak, Yu.S., Gladkykh V.A. and Ruban A.V. (2022). Studying the Phase Equilibria in MnO-SiO₂ System by the Differential Scanning Calorimetry (DSC) Method. *Sci. innou.* 18(2), 100-107. doi:10.15407/scine18.02.100
 9. Ольшанський В.І., Гладких В.А., Кузьменко С.М., Овчарук О.М., Лисенко В.Ф., Рубан А.В. Дослідження основних функціональних зв'язків між технологічними параметрами, електричними характеристиками та техніко-економічними показниками виплавки феросилікомарганцю // *Металургійна та гірничорудна промисловість*, 2012. - №3. - С. 25-29.
 10. Цимбал В.П. Математичне моделювання металургійних процесів - М.: Металургія, 1986, -256 с.
 11. Хорьков С.А. Результати статистичного моделювання електроспоживання дугової сталеплавильної печі / С.А.Хорьков, С.А. Книжов. // *Сталь*. - 2005. - №5. - С. 37-38.
 12. Сівець С.А. Економетричне моделювання / С.А. Сівець, І.А. Левикіна - Запоріжжя : Поліграф, 2003. - 220 с.
 13. Вільям Орвіс. Excel для вчених, інженерів і студентів / Вільям Орвіс перекл. з англ. - К.: Юніор, 1999.-528 с.
 14. Статистичний аналіз технології виплавки високовуглецевого феромарганцю з використанням марганцевої сировини ПАР. Гладких В.А., Дєдов Ю.Б., Михалєв О.І., Лисенко В.Ф., Лисий Д.А. // *Сталь*, 2001, №7, С. 400-406.

References

1. Gasik, M. I. (1992). *Marhanets*. Metalurhiia
2. Gasik M. I. (Ed.). (1996). *Metalurhiia marhantsiu Ukrainy*. Tekhnika
3. Gasik, M., Dashevskii, V., & Bizhanov, A. (2020). Physicochemical Fundamentals of Ferroalloy Processes. In: *Ferroalloys. Topics in Mining, Metallurgy and Materials Engineering*. Springer, Cham. https://doi.org/10.1007/978-3-030-57502-1_1
4. Kutsin, V. S., Olshanskiy, V. I., Dedov, U. B., Ovcharuk, A. N., & Polyakov, O. I. (2020). Technical development of ferrosilicon manganese production in ore-smelting electric furnaces with using of manganese magnesia agglomerate. In: *Proceedings of INFACON XIII - 13th International Ferroalloys Congress: Efficient Technologies in Ferroalloy Industry*. (pp. 17–24)
5. Proydak Yu. S. (Ed.). (2023). *Teoretychni osnovy i tekhnolohiia elektrostali i ferosplaviv*. PBP "Ekonomika". (pp. 275-277)
6. Gasik M. I., & Liakishv M. P. (2008). *Fizykokhimiia ta tekhnolohiia elektroferosplaviv*. DNVP "Systemni tekhnolohii"
7. Kutsin, V. S., Gladkykh, V. A., Kuzmenko, S. M. et al. (2009). Vyznachennia optymalnykh parametriv elektrychnoho rezhymu pry vyplavtsi ferosylikomarhantsiu. *Stal*, (1), 55-57
8. Projdak, Yu. S., Gladkykh V. A. & Ruban A. V. (2022). Studying the Phase Equilibria in MnO-SiO₂ System by the Differential Scanning Calorimetry (DSC) Method. *Sci. innou.*, 18(2), 100-107. <https://doi.org/10.15407/scine18.02.100>
9. Olshanskyi, V. I., Gladkikh, V. A., Kuzmenko, S. M., Ovcharuk, O. M., Lysenko, V. F., & Ruban, A. V. (2012). Doslidzhennia osnovnykh funktsionalnykh zviazkiv mizh tekhnolohichnymy parametramy, elektrychnymy kharakterystykamy ta tekhniko-ekonomichnymy pokaznykamy vyplavky ferosylikomarhantsiu. *Metalurhiina ta hirnychorudna promyslovisht*, (3), 25-29
10. Tsymbal, V. P. (1986). *Matematychni modeliuvannia metalurhiinykh protsesiv*. Metalurhiia
11. Khorkov S. A. & Knyzhov S.A. (2005). Rezultaty statystychnoho modeliuvannia elektrospozhyvannia duhovoї staleplavylnoi pechi. *Stal*, (5), 37-38
12. Sivets, S. A. & Levykina I. A. (2003). *Ekonometrychni modeliuvannia*. Polihraf
13. Orvis V. (1999). *Excel dlia vchenykh, inzheneriv i studentiv*. Yuniur
14. Gladkikh, V. A., Dedov, Yu. B., Mykhaliev, O. I., Lysenko, V. F., & Lysyi, D. A. (2001). Statystychnyi analiz tekhnolohii vyplavky vysokovuhletsevoho feromarhantsiu z vykorystanniam marhantsevoi syrovyny PAR. *Stal*, (7), 400-406.

Надійшла до редколегії / Received by the editorial board: 11.12.2023

Прийнята до друку / Accepted for publication: 20.02.2024

Голуб І. В., Носко О. А., Коваль Д. О., Ковзик А. М., Кушнір Ю. О.

Дослідження властивостей спеченої хром-нікель-ніобієвої сталі

Holub I. V., Nosko O. A., Koval D. O., Kovzik A. M., Kushnir Yu. O.

Study of properties of sintered chrome-nickel-niobium steel

Мета. Проведення аналізу сучасних технологій виготовлення порошкових матеріалів для адитивних технологій виробництва, визначення їх ключових характеристик та з'ясування впливу виробництва на кінцеву якість виробів при заданих умовах експлуатації. Дослідження механічних властивостей та корозійної стійкості виробу з спеченої хром-нікель-ніобієвої сталі виготовленого адитивною технологією.

Методика. Теоретичні та експериментальні дослідження зразків спечених порошкових сталей за ISO 2738, ISO 4003 для порошків, а також для механічних властивостей зразків за ISO 3325:2017; ISO 3928:2014; ISO 6892:2019; ISO 6506-1:2019.

Результати. Досліджено механічні властивості та корозійну стійкість спеченої хром-нікель-ніобієвої сталі при заданих умовах експлуатації виробів. Встановлено вплив пористості на жаростійкість та механічні властивості спечених матеріалів при виробництві виробів методом Selective laser melting.

Наукова новизна. Отримання нової інформації, що до механічних та жаростійких характеристик для сталей які запропоновані для адитивної технології при підвищених температурних умовах експлуатації виробів. З'ясування впливу контактів спечених частинок порошку на механічні властивості порошкового виробу.

Практична значущість. Встановлено, що спечені матеріали, що містять більшу кількість термостійких компонентів, мають нижню відкриту пористість та більш корозійностійкі при підвищених температурах. Запропоновані технологічні методи підвищення корозійної стійкості спечених хром-нікель-ніобієвої сталей. Розширення сортаменту порошкових матеріалів для адитивних технологій.

Ключові слова: нержавіюча сталь, хром, нікель, selective laser melting, корозійна стійкість, порошок, спечені вироби

Goal. Conducting an analysis of modern technologies for the production of powder materials for additive manufacturing technologies, determining their key characteristics and clarifying the impact of production on the final quality of products under given operating conditions. Study of the mechanical properties and corrosion resistance of a sintered chrome-nickel-niobium steel product made by additive technology.

Method. Theoretical and experimental studies of samples of sintered powder steels according to ISO 2738, ISO 4003 for powders, as well as for mechanical properties of samples according to ISO 3325:2017; ISO 3928:2014; ISO 6892:2019; ISO 6506-1:2019.

The results. The mechanical properties and corrosion resistance of sintered chrome-nickel-niobium steel under the specified operating conditions of the products were studied. The effect of porosity on the heat resistance and mechanical properties of sintered materials during the production of products by the Selective laser melting method was established. Scientific novelty. Obtaining new information regarding the mechanical and heat-resistant characteristics of steels proposed for additive technology at elevated temperature conditions of product operation. Elucidation of the effect of contacts of sintered powder particles on the mechanical properties of the powder product.

Practical significance. It has been established that sintered materials containing a greater number of heat-resistant components have lower open porosity and are more corrosion-resistant at elevated temperatures. Proposed technological methods of increasing the corrosion resistance of sintered chromium-nickel-niobium steels. Expansion of the range of powder materials for additive technologies

Key words: stainless steel, chrome, nickel, selective laser melting, corrosion resistance, powder, sintered products

Вступ. Розвиток адитивних технологій активно стимулює пошук нових матеріалів та методів їх виробництва [1]. Завдяки значному прогресу в цій області зростає інтерес до вдосконалення порошкових матеріалів. Ринок матеріалів постійно оновлюється зокрема, спостерігається зростання інтересу до матеріалів, що мають поліпшені механічні та фізико-хімічні властивості.

Дослідження і аналіз різних технологій виробництва металевих порошків для адитивного виробництва, їх характеристика та вплив на якість готових виробів є актуальним завданням для порошкової металургії у теперішній час. З розвитком адитивних технологій до виробництва порошкових матеріалів висувається все більше суттєві вимоги до якості порошків, що в свою чергу потребує суттєвих змін у технології виробництва не тільки порошків, а також

і до матеріалів з яких вони виробляються. Адитивні технології, які також відомі як 3D друк, на сьогоднішній день є одними з найбільш перспективних напрямків розвитку сучасної порошкової промисловості [1, 2]. Ця технологія дозволяє виготовляти вироби будь-якої складності, мінімізуючи кількість матеріальних витрат і часу на виробництво. Однак, ефективність і якість кінцевого продукту значною мірою залежить від якості та властивостей порошкових матеріалів, що використовуються в процесі адитивного виробництва [3-5]. Саме тому технологічні аспекти виробництва порошків для 3D друку є актуальною темою для дослідження, оскільки від них залежить успіх впровадження нових адитивних технологій у виробництво. Порошкові матеріали використовуються в різних галузях адитивного виробництва: від виготовлення прототипів до серійного

© Голуб І. В. – к.т.н., доц. УДУНТ
Носко О. А. – к.т.н., доц. УДУНТ
Коваль Д. О. – к.т.н., доц. УДУНТ
Ковзик А. М. – к.т.н., доц. УДУНТ
Кушнір Ю. О. – к.т.н., доц. УДУНТ

Holub I. – c.t.s., docent USUST
Nosko O. – c.t.s., docent USUST
Koval D. – c.t.s., docent USUST
Kovzik A. – c.t.s., docent USUST
Kushnir Yu. – c.t.s., docent USUST



Ця стаття відкритого доступу за ліцензією CC BY 4.0
<https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/deed.uk>

виробництва деталей для аерокосмічної, медичної, автомобільної та інших.

Аналіз літературних даних та постановка проблеми. Технології тривимірного друку розвиваються швидкими темпами. Від першої спроби японця Хідео Кодами запатентувати процес швидкого прототипування (1981 р., до речі, спроба не вдалася) та появи перших робочих зразків 3D-принтера (1983-1986 р.р.) до сьогодні минуло трохи більше 40 років. Технологія, яка використовує друк металевим порошком відносно нова, її комерційне використання розпочалося на початку 2000-х років. Сучасні апарати тривимірного друку дозволяють виготовляти просторові вироби із чистих металів та їхніх сплавів, включаючи конструкційні, нержавіючі та інструментальні сталі [2, 6-7]. Незважаючи на велику кількість назв процесів 3D друку металами всі вони засновані на принципі плавлення порошкового шару. Технологія виробництва полягає у шаровому твердофазному або рідкофазному спіканні металевих порошоків необхідного хімічного складу під впливом зовнішніх джерел енергії [8]. Сучасне виробництво стрімко рухається в напрямку підвищення ефективності, зменшення матеріальних витрат і часу, необхідного для виготовлення деталей. 3D друк технологія є одним із ключових напрямків розвитку сучасної порошкової металургії, завдяки своїй здатності створювати вироби складної форми без потреби у використанні додаткових інструментів або матриць [9, 10].

Значна частина адитивних технологій базується на використанні характеристик порошкових матеріалів, таких як розмір частинок, морфологія, хімічний склад і фізичні властивості, залежить не тільки якості друку, але й продуктивності процесу в цілому. Це робить процес виготовлення порошоків одним із найбільш критичних етапів у всьому ланцюзі адитивного виробництва. Тому до порошоків, що використовуються для 3D друку, пред'являються особливі вимоги. Так, наприклад, для того щоб мати високу продуктивність друку, необхідно використовувати порошки з високою текучістю. Це прийнято для порошоків сферичною формою часток, які виготовляють розпиленням розплавів газом [11].

Порошки, що використовуються для 3D друку, класифікуються за кількома основними ознаками: хімічний склад, гранулометричний склад, морфологія частинок, метод отримання порошку. Металеві порошки, зокрема зі сталі, алюмінію, титану та їхніх сплавів, є основними матеріалами для промислового 3D друку [3, 4, 8, 9].

3D друк металом зараз нараховує досить великий набір сталей, таких як: інструментальні, нержавіючі, жароміцні, конструкційні, що містять хром, кобальт, титан; а також спеціальні суміші та склади, що розробляються під конкретне завдання. Розробка нових матеріалів та вдосконалення існуючих технологій їх виробництва дозволяє значно розширити межі застосування 3D друку [4, 10]. Однак, разом із широкими можливостями, існує низка

технологічних викликів, пов'язаних із виготовленням порошкових матеріалів, що мають необхідні характеристики для забезпечення високої якості кінцевого продукту. Це необхідність створення досконалого контакту між окремими шарами, отримання структури, що відповідає вимогам, та інше. Саме тому при розробці виробу, який буде експлуатуватися в конкретних умовах необхідно обирати порошок з заданими властивостями експлуатації виробу та вдосконалену технологію виробництва, які б відповідали вимогам сучасних 3D принтерів і забезпечували високу якість кінцевих виробів. Зростаюча конкуренція у промисловості вимагає від виробників постійного пошуку інноваційних рішень, що стосуються як властивостей матеріалів, так і технологічних процесів їх виготовлення.

Основною вимогою до порошкових матеріалів і виробів є безвідмовність роботи машин, апаратів або приладів в заданих умовах експлуатації, що характеризуються рівнем і характером діючих навантажень, тривалістю їх застосування, температурою, періодичному або безперервному впливу агресивного середовища при мінімальних витратах матеріальних, трудових і енергетичних ресурсів. Тому метою роботи обрано вивчення впливу складу, структури, методу отримання на корозійні та фізико-механічні властивості матеріалу для задовільнення умов експлуатації, який зроблено адитивною технологією. Тобто, необхідно, підібрати порошковий матеріал, який позитивно поводить себе при заданих умовах експлуатації виробу, який виготовлено 3D друком для забезпечення зменшення кількості відходів і підвищення екологічної стійкості виробничих процесів з меншим впливом на навколишнє середовище, що також додає актуальності цій темі.

Матеріали та методи дослідження.

Основними параметрами, від яких залежить якість пористого матеріалу, є загальна пористість, розмір пір, механічні характеристики дослідних зразків.

Загальну пористість визначали, виходячи з об'єму і маси зразку, та порівнюючи її з щільністю безпористого матеріалу. Для цього зважували зразок на повітрі і у воді. Визначення загальної пористості проводили за стандартом ISO 2738:2009, розмір пор - за ISO 4003. Для аналізу механічних властивостей обрані наступні методи: визначення тимчасового опору та межі текучості за ISO 3325:2017; модулю пружності за ISO 6892:2019; визначення відносного подовження за ISO 3928:2014; визначенням твердості по Брінеллю ISO 6506-1:2019.

Форма і розміри зразків для визначення тимчасового опору та відносного подовження відповідали вимогам і мали наступні розміри (рисунку 1). Товщина зразка ($6,0 \pm 0,3$) мм. На поверхні зразків не повинне бути виступів, тріщин, задирок, розшарувань, раковин і механічних ушкоджень значення параметрів шорсткості оброблених поверхонь робочої частини плоского зразка була не більше 20 мкм.

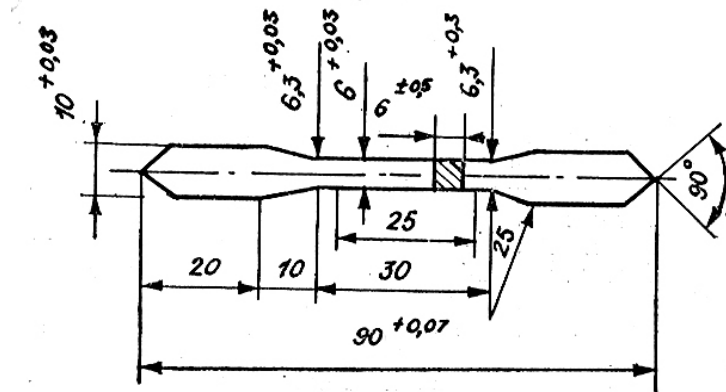


Рисунок 1 – Зразок для випробувань

Випробування на твердість по Брінеллю (НВ) здійснювався вдавненням у випробуваний зразок сталевий кульки визначеного діаметра під дією заданого навантаження протягом визначеного часу. Діаметр кульки і навантаження для випробувань обирали так, щоб діаметр відбитка дорівнював $d = (0,25 \dots 0,5)D$. Використовувалася кулька діаметром $D = 2,5$ мм. Товщина зразків 6 мм. Діаметр відбитка вимірювався за допомогою лупи, на окулярі якої нанесена шкала з розподілами.

Крім того, прогнозуючи підвищену корозійну стійкість матеріалу оцінювали його жаростійкість. Основним методом дослідження обрано оцінку жаростійкості зразків на повітрі при температурі 800 °С з розрахунком і аналізом показників корозії, за методикою викладеною в [12].

Мета і завдання дослідження. Вплив основних структурних і технологічних факторів на механічні властивості порошкових нержавіючих сталей є об'єктом численних досліджень. Значно менше вивчена корозійна стійкість [13]. Однак слід зазначити, що порівняти корозійні властивості порошкових матеріалів досить важко у зв'язку з відсутністю єдиної методики випробувань. Також відомо, що висока корозійна стійкість нержавіючих порошків обумовлена пасивацією поверхні часток і порушення півки призводить до різкого зниження опору матеріалу корозії.

Найважливішими структурними характеристиками порошкових нержавіючих сталей є пористість, структура частинок порошку та їх контакт. Інтенсивність впливу пористості на швидкість корозії визначається складом матеріалу, умовами його отримання і експлуатації (склад середовища, температура, тривалість роботи та інші). Встановлено [14], що опір корозії порошкових нержавіючих сталей істотно залежить від способу отримання порошку у зв'язку з сильно розвиненою поверхнею (підвищення дисперсійності структури). Також на швидкість корозії впливає збільшення числа концентратів напруги (мікропори, мікротріщини). Тому при виборі порошкових нержавіючих сталей слід прагнути до отримання рівноважної структури з великим зерном і максимальним радіусом кривизни в вершинах тріщин і мікротріщин.

Підвищення корозійної стійкості також відбувається при введенні у сталь таких елементів як хром, нікель (більше 14 %), марганець (більше 14 %), титан, ніобій, молибден (більше 1%) та зниженням вмісту вуглецю [15]. Дана робота присвячена дослідженню спеченої хром-нікель-ніобієвої сталі. Така лита сталь за своїм складом є жаростійкою. Однак особливості виготовлення виробів методом адитивного друку потребують досліджень механічних характеристик та корозійної поведінки в окислювальній атмосфері при високих температурах. Тому завданням дослідження було вивчення властивостей виробу з хром-нікель-ніобієвої сталі, та видача рекомендацій для заданих умов експлуатації виробів.

Результати дослідження. Проведено дослідження виробу отриманого 3D друком за selective laser melting методом зі спеченої сталі складу, %: 0.9 вуглецю, 20 хрому, 32 нікелю, 0.9 ніобію, марганцю 1.9, кремнію 1.0, молибден 0.5 та інші у зв'язку з збільшенням температури експлуатації на 250 °С. Сталевий порошок, отримано методом газової атомізації - розпилення розплавленого металу струменем аргону. Цей метод дозволяє отримати сферичні частинки металевого порошку з контрольованим розміром бо виробництво порошків це один з головних етапів що впливає на якість кінцевого виробу. При дослідженні отриманого порошку з'ясовано, що якісний склад відповідає основним вимогам до форми частинок (сферична форма спостерігається у 92 % часток), фракційного складу (95 % виходу задовільної фракції частинок металу 40-60-мкм).

Після друку елемент зразку готової деталі проаналізовано за механічними та корозійністкими показниками.

При проведенні досліджень механічних властивостей за обраними методиками отримані наступні результати (таблиця 1).

Таблиця 1 – Властивості матеріалу який досліджувався.

Властивість	Од. виміру	Значення
Твердість по Брінеллю (НВ)	Од.	141
Подовження при розриві	%	23
Тимчасовий опір	МПа	495
Межа текучості	МПа	215
Модуль пружності	ГПа	205

Також отримані термічні властивості обраного матеріалу:

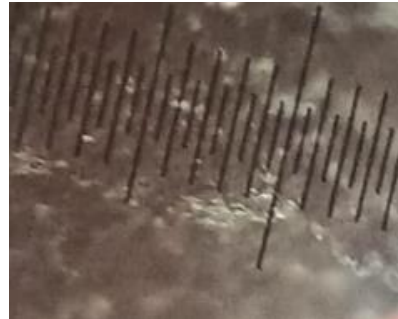
- максимальна жароміцність 1050 °С;
- теплопровідність 13 Вт/м·град;
- коефіцієнт теплового розширення $16,3 \cdot 10^{-6}/\text{град}$.

Отриманий розподіл частинок порошку у об'ємі виробу не є достатньо рівномірним (рисунок 2, а –

у натуральному вигляді, б – при 25 кратному збільшенні) спостерігаємо відсутність плавлення, нерозплавлені частки, пористість, що може привести до зниження механічних властивостей виробу у області скупчення пустот де у виробі спостерігається звуження та зменшення діаметру та збільшує можливі зменшення стійкості до точкової та щілинної корозії.



а)



б)

Рисунок 2. Макроструктура розподілу частинок порошку після друку

На рисунку 3 наведено один із зразків на якому було проведено дослідження на корозійну стійкість: а - при натуральному розмірі, б – при 25 кратному збільшенні. Інтенсивність окислювальних процесів оцінювалось по приросту маси на одиницю площі зразка в одиницю часу. Візуальне спостереження за зразками, що витримані до температури 800 °С показало наступні зміни. В початковому періоді високотемпературної витримки усі зразки мали однакову тонку плівку світло-сірого кольору. Після півгодинної витримки зразки змі-

нили колір від сріблясто-сірого до темно-сірого. Після години витримки на зразках з'явилася чітко виражена окалина сіро-зеленого кольору з ледь помітними буруватими плямами, які нерівномірно розташовані по поверхні. Збільшення часу витримки привело до збільшення окисненості поверхні зразків, але суттєвих змін кольору та об'єму не спостерігалось. Разом с тим спостерігалось скупчення окисної плівки, що утворилася, та нерівномірний її розподіл по поверхні зразків.



а)

б)

Рисунок 3. Зразок після проведеного дослідження на корозійну стійкість

Обговорення результатів. Відомо що при виробництві деталей складної конфігурації використовують 3D друк з порошків нержавіючих сталей 03X17H14M2 (AISI 316), 03X17H13M2 (AISI 316L) [16]. Ці порошки, що містять молібден та мають низький вміст вуглецю, використовують для друку міцних та довговічних деталей зі складною геометрією за допомогою різних процесів 3D-друку, таких як селективне лазерне спікання (SLS), пряме лазерне спікання металів (DMLS), електронно-променеве плавлення (EBM) та інші. Вироби мають високу міцність і відмінні антикорозійні властивості, де що підвищену температуру експлуатації. Для збільшення жаростійкості у якості матеріалу обрано сталь, яка задовольняє вимогам до експлуатації виробу при високих температурах. Таку сталь обрано з урахуванням наступного: підвищення жаростійкості можливо за рахунок вводу в сталь металів, що дають суцільну плівку на поверхні виробу, яка за своїми властивостями відповідає умові Пілінга-Бедвордса [12]. До таких металів відносять алюміній, титан, кадмій, ніобій та інші. Саме тому обрано сталь, що містить у своєму складі ніобій.

Аналіз макроструктури готового зразку показав наявність невеликих не спечених об'ємів металу, що в свою чергу може знижати механічні властивості у деяких ділянках виробу. При аналізі зразків на корозійну стійкість, виявлено, що масометричний показник дорівнює 2,07 г/м²·рік, а глибиний показник становить 6 балів по 10 бальній шкалі і відповідає IV групі стійкості (відносно стійкі метали).

Такий показник задовольняє умовам експлуатації виробу, але не є відмінним, а з урахуванням нерівномірності розподілу окисленої плівки може привести до зниження корозійної стійкості в цілому. Тому доцільно розглянути можливість використання сталевих виробів, які можуть вироблятися за адитивними технологіями та відповідати умовам експлуатації.

Висновки.

Для обраних умов експлуатації деталей складної конфігурації, які виробляються 3D-друком і мають витримувати температуру 1050 °С можна рекомендувати використання сталі наступного хімічного складу основних елементів: вуглець до 0,1 %, хром 19-21 %, нікель 32-35 %, ніобій (на основі проведених досліджень) а також добавка міді 1-2 %, що дозволить зменшити ймовірність отримання не спечених між собою частинок. Це сприяє зменшенню пористості, підвищенню міцності і жорсткості за рахунок наявності легкоплавких фаз. Це надасть можливість при лазерному спекненні зменшити пористість виробу та міцність зв'язку частинок між собою та підвищить механічні та корозійні властивості виробу при заданих умовах експлуатації. Водночас слід враховувати, що надлишок міді може спричинити зміну інших властивостей, таких як крихкість або зміну структури сплаву, тому важливо проводити додаткові дослідження при переході до іншого хімічного складу сталі металевого порошку з обов'язковим урахуванням умов експлуатації виробів.

Перелік посилань

1. Kumar S. Additive Manufacturing: Applications and Innovations / S. Kumar, J. P. Kruth. Singapore Springer. 2020. – 317 p.
2. Tofail, S. A., Koumoulos, E. P., Bandyopadhyay, A., Bose, S., O'Donoghue, L., & Charitidis, C. (2018). Additive manufacturing: scientific and technological challenges, market uptake and opportunities. *Materials today*, 21(1), 22-37.
3. Callister, W. D. (2018). *Materials Science and Engineering: An Introduction*. Wiley.
4. Levy, G. N., Schindel, R., & Kruth, J. P. (2003). "Rapid manufacturing and rapid tooling with layer manufacturing (LM) technologies, state of the art and future perspectives." *CIRP Annals*, 52(2), 589-609.
5. Srivatsan, T. S., & Sudarshan, T. S. (2015). *Additive Manufacturing: Innovations, Advances, and Applications*. CRC Press.
6. Gao, M., Li, L., Wang, Q., Ma, Z., Li, X., & Liu, Z. (2021). Integration of additive manufacturing in casting: advances, challenges, and prospects. *International Journal of Precision Engineering and Manufacturing-Green Technology*, 1-18.
7. Gu D.D. Meiners W. Laser Additive Manufacturing of High-Performance Materials / D.D. Gu, W. Meiners - Berlin Springer. 2019. - 356 p.
8. Порошкова металургія – основа 3D-друку металевих виробів. <https://metinvest-smc.com/ua/articles/poroskova-metalurgija-osnova-3d-druku-metalevix-virobiv/>
9. Zäh M.F. Proceedings of the 26th Annual International Solid Freeform Fabrication Symposium – An Additive Manufacturing Conference / Zäh, M.F., Lutzmann, S. // University of Texas at Austin. 2015. - 123-125 p.
10. Bai, J., & Zhang, Y. (2021). "Recent advances in the development of metallic powders for additive manufacturing." *Journal of Materials Science and Technology*, 49, 65-76.
11. Федорченко И.М. Порошковая металлургия. Материалы, технология, свойства, области применения: справочник / И.М. Федорченко, И.Н. Радомы сельский [и др.]. – Киев: Наук. Думка, 1985. 624 с.
12. Жук Н.П. Курс коррозии и защиты металлов. – Москва, Металлургия, 1968, 408 с.
13. Давиденкова А.В. Технология получения материалов с свойствами конструкционных деталей из медных порошков/ А.В. Давиденкова, И.Д. Радомы сельский. – Москва, 1979. – 351 с.
14. Радомы сельский И.Д. Производство и использование порошковых материалов в легкой промышленности. – Киев, 1982, - с.124-126.
15. Радомы сельский И.Д. Конструкционные порошковые материалы/ И.Д. Радомы сельский, Г.Г. Сердюк, Н.И. Щербань. – К.: Техніка, 1985. – 152 с.
16. ASTM F2924-14. (2014). *Standard Specification for Additive Manufacturing Titanium-6 Aluminum-4 Vanadium with Powder Bed Fusion*. ASTM International.

References

1. Kumar, S. & Kruth, J. P. (2020). *Additive Manufacturing: Applications and Innovations*. Singapore Springer
2. Tofail, S. A., Koumoulos, E. P., Bandyopadhyay, A., Bose, S., O'Donoghue, L., & Charitidis, C. (2018). Additive manufacturing: scientific and technological challenges, market uptake and opportunities. *Materials today*, 21(1), 22-37
3. Callister, W. D. (2018). *Materials Science and Engineering: An Introduction*. Wiley
4. Levy, G. N., Schindel, R., & Kruth, J. P. (2003). Rapid manufacturing and rapid tooling with layer manufacturing (LM) technologies, state of the art and future perspectives. *CIRP Annals*, 52(2), 589-609
5. Srivatsan, T. S., & Sudarshan, T. S. (2015). *Additive Manufacturing: Innovations, Advances, and Applications*. CRC Press
6. Gao, M., Li, L., Wang, Q., Ma, Z., Li, X., & Liu, Z. (2021). Integration of additive manufacturing in casting: advances, challenges, and prospects. *International Journal of Precision Engineering and Manufacturing-Green Technology*, 1-18
7. Gu D. D., & Meiners W. (2019). *Laser Additive Manufacturing of High-Performance Materials*. Berlin Springer
8. Powder metallurgy – the basis of 3D metal products. <https://metinvest-smc.com/ua/articles/poroskova-metalurgiiia-osnova-3d-druku-metalevix-virobiv/>
9. Záh, M. F. & Lutzmann, S. (2015). *Proceedings of the 26th Annual International Solid Freeform Fabrication Symposium – An Additive Manufacturing Conference*. (pp. 123-125). University of Texas at Austin
10. Bai, J., & Zhang, Y. (2021). Recent advances in the development of metallic powders for additive manufacturing. *Journal of Materials Science and Technology*, 49, 65-76.
11. Fedorchenko, I. M. et al. (1985). *Powder metallurgy. Materials, technology, properties, areas of application: reference book*. Nauk. Dumka
12. Zhuk, N. P. (1968). *Corrosion course and protection of metals*. Metallurgy
13. Davidenkova, A. V. & Radomyselsky, I. D. (1979). *The technology of obtaining the properties of structural parts from copper powders*. Moscow.
14. Radomyselsky, I. D. (1982). *Production and use of powder materials in light industry*. (pp. 124-126). Kyiv
15. Radomyselsky, I. D., Serdyuk, G. G., & Shcherban, N.I. (1985). *Structural powder materials*. Tekhnika
16. ASTM F2924-14. (2014). *Standard Specification for Additive Manufacturing Titanium-6 Aluminum-4 Vanadium with Powder Bed Fusion*. ASTM International.

Надійшла до редколегії / Received by the editorial board: 14.12.2023

Прийнята до друку / Accepted for publication: 20.02.2024

*Каширная Н.О., Коренев О.В., Сорокин Е.Л., Старовойт А.Г.,
Малий Є.І., Старовойт М.А.*

Визначення якісних параметрів отримання коксу з заданими властивостями

*Kashirnaya N.O., Korenev O.V., Sorokin E.L.
Starovoit A.G., Maliy E.I., Starovoit M.A.*

Values of clear parameters for coke removal with specified powers

Мета. Провести дослідження з оптимізації складу вугільних шихт, що містять густинну фракцію слабкоспікливого вугілля для отримання необхідних властивостей металургійного коксу.

Методика. Дослідження проведені з використанням центрального композиційного ортогонального плану. Дослідження властивостей здійснювалось за допомогою визначення структурної міцності, абразивної твердості та горючості отриманого коксу з додаванням концентрату слабкоспікливого вугілля

Результати. З допомогою центрального композиційного ортогонального плану отримані статистичні моделі. Практично всі вільні члени рівнянь виявилися значущими, оскільки розрахункове значення *t*-критерію Стьюдента показали значення вище табличного. Таким чином, отримані рівняння регресії є адекватними, оскільки розрахункові значення критерію Фішера мають значення більше табличного значення критерію Фішера.

Наукова новизна. Проведене дослідження дозволило встановити закономірності впливу вмісту домішки концентрату слабкоспікливого вугілля на якісні показники отриманого з цієї суміші коксового залишку.

Практична значимість. Отримані результати дослідження впливу концентрату слабкоспікливого вугілля, за допомогою центрального композиційного ортогонального плану дозволять розширити сировинну базу коксування та знизити собівартість отримуваного коксу.

Ключові слова. центральне композиційне ортогональне планування, слабкоспікливе вугілля, структурна міцність коксу, коксування, термічний піроліз, сировинна база коксування.

Carry out research into the optimization of the coal charge warehouse in order to replace the thick fraction of weakly adhesive coal to remove the necessary power from metallurgical coke.

The investigation was carried out on the basis of the central compositional orthogonal plan. The investigation of the authorities was based on the additional significance of the structural value, abrasive hardness and flammability of the stripped coke from the added concentrate of weakly adhesive coal.

With the help of a central compositional orthogonal plan, a statistical model was derived. Almost all of the different terms of the equations turned out to be significant, and some of the diversified values using the Student's *t*-test showed values higher than the tabulated ones. Thus, if the equal regression is considered adequate, the remainder of the divergent values of the Fisher criterion may be more significant than the tabulated value of the Fisher criterion.

The investigation made it possible to establish the patterns of influx of weakly adhesive coal concentrate into the house on the clear indications of the excess coke extracted from the mixture.

Obtain the results of the investigation by infusing a concentrate of weakly abrasive coal, in addition to the central compositional orthogonal plan to allow the coking base to be expanded and the sobivarity of the coke to be reduced to be reduced.

Key words: central compositional orthogonal planning, weakly compacted coal, structural value of coke, coking, thermal pyrolysis, syrup base coking.

Огляд досліджень [1-5], які присвячені дослідженню по розширенню сировинної бази коксування показує, що проаналізовані методи поділяються на декілька груп, які відрізняються за способом впливу. До першої групи відносяться механічні методи. До другої – термічні методи. До третьої – методи впливу на вугілля за допомогою різноманітних домішок. До четвертої – методи, що передбачають виділення зі спікливого вугілля цінної речовини, тобто «сепараційні».

Наявні методи щодо розширення сировинної бази коксування в сучасних умовах, є малоефективними або економічно недоцільними, а також потребують чималих капіталовкладень. Проте у наш

час набуває популярності група методів, націлена на регулювання властивостей спікливого вугілля шляхом спрямованого впливу на природу вугілля. Тут варто зазначити, що ці методи мають лише теоретичний характер і потребують детального вивчення структури і властивостей сировинної бази коксування.

Отже, група методів, що ґрунтується на цілеспрямованому впливі на природу вугілля шляхом перерозподілу компонентного складу, тобто на спрямованому регулюванні властивостей, є найбільш перспективною. Ця група характеризується тим, що розширення сировинної бази коксування відбувається через залучення до складу вугільної шихти вугілля,

© Каширная Н.О. – аспірант УДУНТ
Коренев О.В. – аспірант УДУНТ
Сорокин Е.Л. – д.т.н., проф. УДУНТ
Старовойт А.Г. – д.т.н., проф. УДУНТ
Малий Є.І. – д.т.н., проф. УДУНТ
Старовойт М.А. – к.т.н., доц. УДУНТ

Kashirnaya N. – PhD student at USUST
Korenev O. – PhD student at USUST
Sorokin E. – d.t.s., profssor, USUST
Starovoit A. – d.t.s., profssor, USUST
Maliy E. – d.t.s., profssor, USUST
Starovoit M. – c.t.s., docent USUST



Це стаття відкритого доступу за ліцензією CC BY 4.0
<https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/deed.uk>

використовуваного в енергетиці. Тут необхідно зазначити, що використання енергетичного вугілля під час виробництва металургійного коксу без зміни його технологічних властивостей призводить до зниження якості отриманого вуглецевого відновника. Тому для використання зазначеного методу необхідне детальне вивчення можливості зміни властивостей низькометаморфізованого вугілля, а також структури і властивостей спіктивного вугілля.

Загальна ідея роботи ґрунтується на цілеспрямованому впливі на природу вугілля шляхом перерозподілу компонентного складу [6-8], тобто на спрямованому регулюванні властивостей, є найбільш перспективною. Ця група характеризується тим, що розширення сировинної бази коксування відбувається через залучення до складу вугільної шихти вугілля, використовуюваного в енергетиці. Тут необхідно зазначити, що використання енергетичного вугілля під час виробництва металургійного коксу без зміни його технологічних властивостей призводить до зниження якості отриманого вуглецевого відновника. Тому для використання зазначеного методу необхідне детальне вивчення можливості зміни властивостей низькометаморфізованого вугілля, а також структури і властивостей спіктивного вугілля.

У роботі вирішується науково-технічна проблема яка стосується розширення сировинної бази коксування на основі сучасних уявлень про молекулярну і надмолекулярну будову вугілля різних марок, що дозволить використовувати у вугільній шихті для коксування слабкоспікливе енергетичне вугілля марки ДГ і отримувати металургійний кокс з необхідним комплексом заданих властивостей.

Дослідження з вивчення структури і властивостей густинних фракцій слабкоспікливого низькометаморфізованого вугілля дозволяють стверджувати про можливість використання окремих фракцій вугілля марки ДГ у шихті для коксування і отримання металургійного коксу із заданими властивостями.

Отже, результати з вивчення структури окремих густинних фракцій як добреспікливого, так слабкоспікливого вугілля, а також отриманих даних з вивчення можливості використання окремих фракцій слабкоспікливого вугілля в шихті для коксування дозволяють провести оптимізацію складу вугільних шихт, що містять густинну фракцію слабкоспікливого вугілля для отримання необхідних властивостей металургійного коксу.

– для першого параметра оптимізації, структурної міцності;

$$Y_1 = 61,36 - 2,87X_1 + 1,08X_2 - 2,54X_1^2 + 0,58X_2^2; \quad (1)$$

– для другого параметра оптимізації, абразивної твердості;

$$Y_2 = 0,97 - 0,043X_1 + 0,017X_2 - 0,042X_1^2 + 0,015X_2^2; \quad (2)$$

– для третього параметра оптимізації, горючості;

$$Y_3 = 0,024 + 0,0033X_1 - 0,0013X_2 - 0,0007X_1X_2 + \quad (3)$$

$$+ 0,0025X_1^2 + 0,0024X_2^2$$

Отримані рівняння регресії є адекватними, оскільки розрахункові значення критерію Фішера мають значення більше табличного значення критерію Фішера (6,256).

Для опису характеру впливу домішки густинної фракції слабкоспікливого вугілля на якісні показники вуглецевого відновника було використано математичний метод планування експерименту центральне ортогональне планування [9].

Як фактори використовували:

X1 – вміст домішки густинної фракції слабкоспікливого вугілля марки ДГ. Інтервал варіювання використовували 5% з нульовим рівнем фактору 10%;

X2 – гранулометричний склад доданої домішки густинної фракції слабкоспікливого вугілля марки ДГ, при цьому кількісну оцінку гранулометричного складу як фактору використовували вміст у фракції частинок <3 мм. Інтервал варіювання цього фактору становить 10% з нульовим рівнем фактору 80%.

Як параметри оптимізації були обрані показники якості попередньо отриманого лабораторного коксу. Для кількісної оцінки параметрів оптимізації брали такі показники:

Y1 – структурна міцність лабораторного коксу, %. Цей показник використовувався для оцінки впливу домішки густинної фракції на показники тріщинуватості отриманого лабораторного коксу, при цьому він опосередковано оцінює макроструктуру.

Y2 – абразивна твердість за Гінсбургом. Зазначений параметр оптимізації використовувався для оцінки щільності упаковки та орієнтації блоків вуглеводнів на мікромолекулярному рівні, що дає можливість оцінити вплив домішки густинної фракції слабкоспікливого вугілля на мікроструктуру вуглецевого залишку;

Y3 – горючість лабораторного коксу, г/с. Цей показник використовувався як непрямий показник оцінки реакційної здатності лабораторного коксу. При цьому як кількісну оцінку зазначеного параметра оптимізації використовували розраховану швидкість втрати маси зразка лабораторного коксу, нагрітого до 500°C на ділянці інтенсивного горіння.

За результатами центрального ортогонального планування були отримані статистичні моделі. Практично всі вільні члени рівнянь виявилися значущими, оскільки розрахункове значення t-критерію Стюдента показали значення вище табличного. Незначущими були лише вільні члени рівняння, що оцінювали взаємний вплив факторів для першого і другого параметра оптимізації [10].

Отже, рівняння регресії мають вигляд:

Розрахункові значення критерію Фішера склали:

$$F_p = 0,73; (Y_1) \quad (4)$$

$$F_p = 0,22; (Y_2); \quad (5)$$

$$F_p = 0,34; (Y_3); \quad (6)$$

Підставивши значення факторів в отримані статистичні моделі, було отримано графічне зображення поверхонь (рис. 1 - 3), що дозволяють оцінити оптимальні зони впливу факторів на параметри оптимізації.

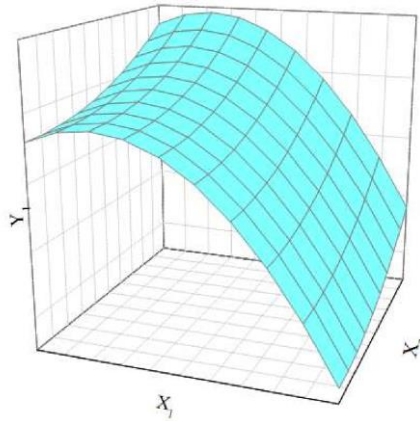


Рис. 1 Поверхня відгуку «структурна міцність»

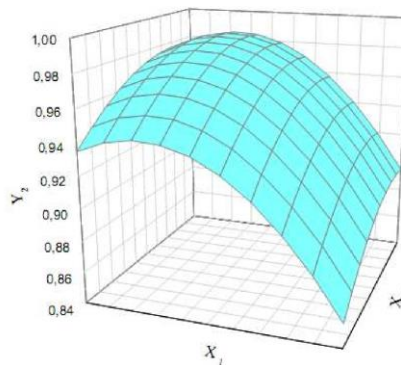


Рис. 2 Поверхня відгуку «абразивна твердість»

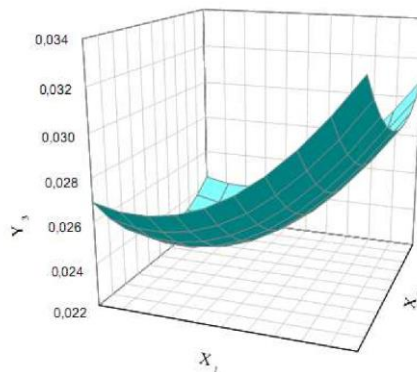


Рис. 3 Поверхня відгуку «горючість»

Приймаючи до уваги проведенні дослідження та враховуючи результати центрального ортогонального планування були отримані статистичні моделі. Практично всі вільні члени рівнянь виявилися значущими, оскільки розрахункові значення t-критерію Стьюдента показали значення вище табличного.

Отримані рівняння регресії є адекватними, оскі-

льки розрахункові значення критерію Фішера мають значення більше табличного значення критерію Фішера.

Таким чином, розробка рекомендацій щодо отримання густинної фракції слабкоспікливого вугілля дозволила стверджувати про можливість отримання зазначеного продукту із заданими властивостями.

Перелік посилань

1. Сорокін Є.Л. Розширення сировинної бази коксування за рахунок використання слабкоспікливого малометаморфізованого вугілля у вугільній шихті / Євгеній Леонідович Сорокін // Углекхимический журнал: научно-технический журнал. – Харьков: ООО «С.А.М.», 2018. – № 2. – С. 27.
2. Старовойт А.Г. Изменение свойств угольных фракций слабоспекающегося угля / А.Г. Старовойт, Т.А. Кабак, Е.Л. Сорокин // XXXIX Міжнародна науково-технічна конференція молоді ВАТ «Запоріжсталь» 2013: зб. тез доп., Запоріжжя, 5-6 грудня 2013 р. – Запоріжжя, 2013. – С. 13.
3. Сорокін Є.Л. Розробка методу регулювання якістю коксу // Євгеній Леонідович Сорокін // Поступ в нафтогазопереробній та нафтохімічній промисловості: зб. тез доп. VI Науково-технічної конференції студентів, аспірантів та молодих учених, Львів, 25-28 квітня 2012 р. – Львів: Видавництво Національного університету «Львівська політехніка», 2012. – С. 164.
4. Li, Zhen Correlation between the Concentration of Aromatic Hydrocarbons and BaP from Coke Oven Fugitive Emissions in Shanxi, China / Zhen Li, Ling Mu, Lin Peng, Hui-Ling Bai, Xiao-Feng Liu // Aerosol and Air Quality Research. – 2012. – V. 12. – P. 1373-1378.
5. Егоров В.М., Малий Е.И. Каменноугольные фусы как связующее и восстановитель при получении рудно-углеродистых брикетов. // Углекхимический журнал. - 2003. - № 1-2. - С. 47-48.
6. Сорокин Е.Л. Повышение качества кокса для недоменных производств / Евгений Леонидович Сорокин // Slovak international scientific journal / Chemistry. – Bratislava, Slovakia, 2019. – Vol. 1. – № 35. – P. 5-8.
7. Сорокін Є.Л. Дослідження впливу добавки хромітової руди на фізико-хімічні та фізико-механічні властивості коксу / Є.Л. Сорокін, О.І. Довгополий // Вдосконалення виробництва палива та вуглецевих матеріалів, як чинник розвитку металургії та енергетики: матеріали Всеукраїнської наукової конференції студентів та молодих учених. – Дніпропетровськ, 2008. – С. 10-12.
8. Егоров В.М. Утилизация красных шламов в коксохимической промышленности / В.М. Егоров, Е.Л. Сорокин // Углекхимический журнал. – 2002. – № 5-6 – С. 47-48.
9. Пинчук С.И. Основы научных исследований и организация эксперимента (раздел “Планирование эксперимента”). Конспект лекций для студентов специальностей: 7.090401, 7.090103. – Днепропетровск: НМетАУ, 2002.– 62 с.
10. Барский В.Д., Коган Л.А. Практический математико-статистический анализ в коксохимии.– М.: Металлургия, 1975.– 184 с.

References

1. Sorokin, Ye. L. (2018). Rozshyrennia syrovyynnoi bazy koksuвання za rakhunok vykorystannia slabkospiklyvoho malome-tamorfizovanoho vuhillia u vuhilnii shykhti. *Uglehymycheskyi zhurnal*, (2), 27
2. Starovoit, A. H., Kabak, T. A., & Sorokyn, E. L. (2013). Yzmenenye svoistv uholnykh fraktsyi slabospekaiushchehosia uhlia. In *XXXIX Mizhnarodna naukovo-tekhnichna konferentsiia molodi VAT "Zaporizhstal" 2013: zb. tez dop., Zaporizhzhia, 5-6.12.2013*. (pp. 13)
3. Sorokin, Ye. L. (2012). Rozrobka metodu rehuliuвання yakistiu koksu. In *Postup v naftoha-zopererobnii ta naftokhimichnii promyslovosti: zb. tez dop. VI Naukovo-tekhnichnoi konferentsii studentiv, aspirantiv ta molodykh uchenykh, Lviv, 25-28.04.2012*. Vydavnytstvo Natsionalnogo universytetu "Lvivska politekhnika". (pp. 164)
4. Li, Z., Mu, L., Peng, L., Bai, H.-L., & Liu, X.-F. (2012). Correlation between the Concentration of Aromatic Hydrocarbons and BaP from Coke Oven Fugitive Emissions in Shanxi, China. *Aerosol and Air Quality Research*, 2012, 12, P. 1373-1378
5. Egorov, V. M., & Malyi, E. I. (2003). Kamennougolnye fusy kak sviazuiushchee i vosstanovitel pri poluchenii rudno-uglerodistykh briketov. *Uglehymicheskii zhurnal*, (1-2), 47-48
6. Sorokin, E. L. (2019). Povyshenie kachestva koksa dlia nedomennykh proizvodstv. *Slovak international scientific journal / Chemistry*, 1(35), 5-8
7. Sorokin, Ye. L., & Dovhopolyi, O. I. (2008). Doslidzhennia vplyvu dobavky khromitovoi rudy na fizyko-khimichni ta fizyko-mekhanichni vlastyvyosti koksu. In *Vdoskonalennia vyrobnytstva palyva ta vuhletsevykh materialiv, yak chynnyk rozvytku metalurhii ta enerhetyky: materialy Vseukrainskoi naukovoї konferentsii studentiv ta molodykh uchenykh*. Dnipropetrovsk. (pp.10-12)
8. Egorov, V. M., & Sorokin, E. L. (2002). Utilizatsiia krasnykh shlamov v koksokhimicheskoi promyshlennosti. *Uglehymicheskii zhurnal*. (5-6), 47-48
9. Pinchuk, S. I. (2002). *Osnovy nauchnykh issledovaniy i organizatsiia eksperimenta* (razdel "Planirovanie eksperimenta"). Konspekt lektzii dlia studentov spetsialnosti: 7.090401, 7.090103. NMetAU
10. Barskii, V. D., & Kogan, L. A. (1975). *Prakticheskii matematiko-statisticheskii analiz v koksokhimii*. Metallurgiiia

Надійшла до редколегії / Received by the editorial board: 01.12.2023

Прийнята до друку / Accepted for publication: 20.02.2024

ЗМІСТ

КАМКІНА Л.В., ВЕЛИЧКО К.О., ВЕЛИЧКО О.Г., ЯНГ ДЖОХУА ФІЗИКО-ХІМІЧНЕ ОБҐРУНТУВАННЯ ТА ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНА ПЕРЕВІРКА БЕЗВІДХОДНОГО СПОСОБУ ОКИСНОЇ ДЕФОСФОРАЦІЇ ВИСОКОФОСФОРИСТОГО МАРГАНЦЕВОГО СПЛАВУ.	5
ЗАСЕЛЬСЬКИЙ В. Й., ПОПОЛОВ Д. В. Визначення важливих чинників енергоємності у процесі доменного виробництва.....	13
РУБАН В.О., СТОЯНОВ О.М., МУСІЙКО В.І., ШАШКИН Т.А., МАРКО А.Ф. Дослідження гідродинамічних процесів ковшової ванни при продувці через донні дуттьові пристрої.....	21
ТЕРЕХОВ Д.А., СТОЯНОВ О.М., ГАЛУШКІН М.В, СУСЛО Н.В., ГУК Є.С. Конструкції та аналіз роботи обладнання для подачі сталі у проміжний ківш 6-ти струмкового мблз	28
БОЙКО М.М., ЄФИМЕНКО В.В., МАХОРКІНА Т.А., ПОЛЯКОВА Н.В., ЖУРАВЛЬОВА С.В., КОЛЕСНІКОВА Т.М. Аналіз ефективності заміщення природного газу біомасою в процесі обпалу залізорудних окатишів	34
МАЛІЧ М.Г., КАТАН В.О., ЛАЙКОВ Д.В., АВРАМЕНКО С.О. Порівняльний аналіз продуктивності та потужності процесу дроблення стисканням та зсувним навантаженням у щоккових дробарках з простим та з паралельно-коловим рухом щоки.	41
ГЛАДКИХ В.А., РУБАН А.В., КУЗЬМЕНКО С.М., РЯБЦЕВ О.О., АНОСОВ О.В., КРАВЧЕНКО В.П. Визначення часу транспортного запізнення шихти при виплавці марганцевих сплавів у надпотужних феросплавних електропечах.....	48
ГОЛУБ І. В., НОСКО О.А., КОВАЛЬ Д.О., КОВЗІК А.М., КУШНІР Ю.О. Дослідження властивостей спеченої хром-нікель-ніобієвої сталі	53
КАШИРНАЯ Н.О., КОРЕНЕВ О.В., СОРОКІН Є.Л. СТАРОВОЙТ А.Г., МАЛИЙ Є.І., СТАРОВОЙТ М.А. Визначення якісних параметрів отримання коксу з заданими властивостями	59
ЗМІСТ.....	63
CONTENT	64

CONTENT

KAMKINA L.V., VELYCHKO K.O., VELYCHKO O.G., JIANG ZHOUHUA	
PHYSICO-CHEMICAL JUSTIFICATION AND EXPERIMENTAL VERIFICATION OF A WASTE-FREE METHOD OF OXIDATIVE DEPHOSPHORIZATION OF A HIGH-PHOSPHORUS MANGANESE ALLOY	5
ZASELSKYI V.Y., POPOLOV D.V.	
IDENTIFICATION OF CRITICAL FACTORS AFFECTING ENERGY CONSUMPTION IN THE BLAST FURNACE PRODUCTION PROCESS	13
RUBAN V.O., STOYANOV O.M., MUSIKO V.I., SHASHKIN T.A., MARKO A.F.	
INVESTIGATION OF HYDRODYNAMIC PROCESSES OF A LADLE BATH WHEN BLOWN THROUGH BOTTOM BLOWER DEVICES	21
TEREKHOV D.A., STOYANOV O.M., GALUSHKIN M.V., SUSLO N.V., HUK E.S.	
DESIGN AND ANALYSIS OF THE EQUIPMENT FOR STEEL FEEDING INTO THE INTERMEDIATE LADLE OF A 6-STRAND CONTINUOUS CASTING MACHINE	28
BOYKO M.M., YEFIMENKO V.V., MAKHORKINA T.A., POLYAKOVA N.V., ZHURAVLOVA S.V., KOLESNIKOVA T.M.	
ANALYSIS OF THE EFFICIENCY OF REPLACING NATURAL GAS WITH BIOMASS IN THE IRON ORE PELLET FIRING PROCESS.....	34
MALICH M.G., KATAN V.O., LAIKOV D.V., AVRAMENKO S.O.	
COMPARATIVE ANALYSIS OF THE PRODUCTIVITY AND POWER OF THE CRUSHING PROCESS BY COMPRESSION AND SHEAR LOADING IN JAW CRUSHERS WITH SIMPLE AND PARALLEL-CIRCULAR JAW MOVEMENT.....	41
GLADKIKH V.A., RUBAN A.V., KUZMENKO S.M., RIABTSEV O.O., ANOSOV O.V., KRAVCHENKO V.P.	
DETERMINATION OF THE CHARGE TRANSPORT DELAY TIME DURING THE SMELTING OF MANGANESE ALLOYS IN HIGH-POWER FERROALLOY ELECTRIC FURNACES.....	48
HOLUB I., NOSKO O., KOVAL D., KOVZIK A., KUSHNIR YU.	
STUDY OF PROPERTIES OF SINTERED CHROME-NICKEL-NIOBIUM STEEL.....	53
KASHIRNAYA N.O., KORENEV O.V., SOROKIN E.L. STAROVOIT A.G., MALIY E.I., STAROVOIT M.A.	
VALUES OF CLEAR PARAMETERS FOR COKE REMOVAL WITH SPECIFIED POWERS	59
ЗМІСТ	63
CONTENT	64

ТЕОРІЯ І ПРАКТИКА МЕТАЛУРГІЇ
науково-виробничий журнал

Засновники: Український державний університет науки і технологій
Відділення матеріалознавства і металургії
Академії інженерних наук України

Видавець: Український державний університет науки і технологій
Головний редактор проф. Пройдак Ю.С.
Зам. головного редактора д.т.н., проф. Камкіна Л.В.

Комп'ютерна верстка- Безшкуренко О.Г.

Адреса і місцезнаходження видавця:
Український державний університет науки і технологій,
вул. Лазаряна, 2, м. Дніпро, 49010, Україна.
Тел.: +38-056-373-15-44, **Email:** office@ust.edu.ua

Сайт наукового видання: <https://tpm.ust.edu.ua/>

Підписано до друку 21.02.2024 року.
Формат 60x84 1/8. Тираж 100 примірників.

THEORY AND PRACTICE OF METALLURGY
Scientific and Production Journal

Founders: Ukrainian State University of Science and Technologies
Department of Materials Science and Metallurgy
of the Academy of Engineering Sciences of Ukraine

Publisher: Ukrainian State University of Science and Technologies
Editor-in-Chief prof. Proidak Yu.
Honorable Editor Ph.D., prof. Kamkina L.

Page layout by O.H. Bezhkurenko

Publisher's address and location:
Lazariana Str., 2, Dnipro, 49010, Ukraine
Phone: +38-056-373-15-44, **Email:** office@ust.edu.ua

Journal website: <https://tpm.ust.edu.ua/>

Signed for printing 21/02/2024.
Format 60x84 1/8. Edition of 100 copies.