

УКРАЇНСЬКИЙ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ НАУКИ І ТЕХНОЛОГІЙ
НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ІНСТИТУТ
«ДНІПРОВСЬКИЙ МЕТАЛУРГІЙНИЙ ІНСТИТУТ»
МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ

УКРАЇНСЬКИЙ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ НАУКИ І ТЕХНОЛОГІЙ
НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ІНСТИТУТ
«ДНІПРОВСЬКИЙ МЕТАЛУРГІЙНИЙ ІНСТИТУТ»
МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ

Кваліфікаційна наукова
праця на правах рукопису

ГРЕК ОЛЕКСАНДР СЕРГІЙОВИЧ

УДК 669.162.2:621.365

ДИСЕРТАЦІЯ

**РОЗРОБКА ТЕХНОЛОГІЇ ОДЕРЖАННЯ ЗАЛІЗА ТВЕРДОФАЗНИМ
ВІДНОВЛЕННЯМ ЗАЛІЗО-РУДНО-ВУГІЛЬНИХ БРИКЕТІВ В УМОВАХ
ІНДУКЦІЙНОГО НАГРІВУ.**

136 – *Металургія*

13 Механічна інженерія

Подається на здобуття наукового ступеня доктора філософії

Дисертація містить результати власних досліджень. Використання ідей, результатів і текстів інших авторів мають посилання на відповідне джерело

Грек О.С.

Науковий керівник - Величко Олександр Григорович, член кореспондент НАН України, доктор технічних наук, професор.

Дніпро – 2026

АНОТАЦІЯ

Грек О.С. «Розробка технології одержання заліза твердофазним відновленням залізо-рудно-вугільних брикетів в умовах індукційного нагріву.» – Кваліфікаційна наукова праця на правах рукопису.

Дисертація на здобуття наукового ступеня доктора філософії PhD за спеціальністю 136 – «Металургія». – Український державний університет науки і технологій. - Дніпро, 2026.

Дисертаційна робота присвячена комплексному дослідженню теплових процесів і кінетики відновлення залізо-рудно-вугільних брикетів в умовах індукційного нагріву, а також розробці технологічної схеми отримання відновленого заліза та виплавки сталі в індукційній печі.

В аналітичній частині роботи виконано огляд сучасних технологій прямого відновлення заліза, показано їхні переваги та обмеження, зокрема: обмеження інтенсивності процесів відновлення через опір дифузійних та теплових потоків у частках шихтових матеріалів; обмеження температур газів у реакційній зоні шахтних реакторів а також відсутність ефективних рішень для покриття теплових дефіцитів ендотермічних реакцій у реакторах у разі підвищення частки водню у потоці газів-відновників.

Спираючись на проведений аналіз літературних джерел запропоновано нову схему процесу твердофазного відновлення оксидів заліза та подальшого виробництва високоякісної сталі з первородної залізної руди в одному металургійному агрегаті – індукційній печі. Для реалізації такого процесу запропоновано новий склад брикетів що мають у своєму складі первинну залізородну складову, вугілля та складову з металізованого заліза. Такі брикети є само-відновлювальними оскільки мають в своєму складі відновник у стехіометричному співвідношенні до кисню оксидів заліза рудної складової усього брикету та само-розігріваючими в умовах змінного електромагнітного поля оскільки містять у своєму складі металеву складову, геометричні розміри якої підбираються у відповідності до параметрів

електромагнітного поля індукційної печі та забезпечують ефективний розігрів усього брикету.

У запропонованому брикеті виключаються обмеження що присутні у сучасних технологіях прямого відновлення. По-перше, теплова енергія вивільняється у всьому об'ємі всередині брикету через рівномірний розподіл металеві (нагрівальної) складової у шихті таким чином по всьому об'єму брикету створюється рівномірне температурне поле без формування значних градієнтів. Це підвищує рівномірність нагріву шихти та інтенсивність процесу.

По-друге, рівномірний розподіл дрібнодисперсними частинками відновника (вугілля), і оксидів залізної руди (залізородного концентрату) у щільному шарі в об'ємі брикету, а також із інтенсивним та достатнім притоком теплоти від металеві нагрівальної складової, формує умови для інтенсивного протікання ендотермічних хімічних реакцій газифікації вуглецю вугілля та відновлення оксидів заліза брикету.

По-третє, наявність металеві складової у складі брикетів дає змогу для покриття дефіцитів теплових балансів ендотермічних реакцій усіх ланок процесу газифікації вуглецю та відновлення заліза, що відкриває широкі можливості до збільшення використання водню у процесах прямого відновлення заліза.

Важливо відзначити що використання водню у поєднанні із запропонованими брикетами дає змогу використовувати водень лише в якості відновника оскільки покриття теплових потреб ендотермічних реакцій відновлення відбувається за рахунок ефективного перетворення енергії електромагнітного поля індукційної печі на джоулеву теплоту всередині матеріалу що відновлюється.

Проведено аналіз механізмів нагріву металевих частинок у змінному електромагнітному полі, встановлено закономірності та граничні умови ефективного нагріву металевих часток сферичної форми в умовах індукційного впливу, розраховано параметри геометричних розмірів частинок та наведено залежності частки заліза в шихті від частоти змінного струму в індукторі індукційної печі для матеріалу окатишів DRI. Зокрема показано що важливим чинником ефективного нагріву металевого тіла провідника сферичної форми є відповідність його діаметру до частоти змінного струму індуктора печі.

Виходячи з аналізу літературних джерел визначено що умовам ефективного нагріву металевих часток сферичної форми відповідатимуть співвідношення діаметру таких часток до товщини скін-шару у межах від 2 до 4. Встановлено що для індукційних печей середньої частоти змінного струму від 0,5 до 10 кГц є доцільним використання металізованих окатишів DRI з радіусом від 5 до 8 мм у якості нагрівачів у складі залізо-рудно-вугільних брикетів.

Виходячи із сформованих уявлень та висновків щодо максимальної ефективності процесу прямого відновлення оксидів заліза у дрібнодисперсній формі в безпосередньому контакті із відновником (вуглецем вугілля також у дрібнодисперсній формі) у щільному шарі у складі брикетів із одночасним інтенсивним джерелом теплоти всередині брикету було побудовано математичну модель та проведено чисельне моделювання процесу нагріву та відновлення оксидів заліза у складі рудно-вугільної суміші брикету сферичної форми із металевим ядром.

У математичному моделюванні було враховано індукційний нагрів металевого ядра брикету в умовах індукційного нагріву та розподіл теплоти як всередині цього ядра так і назовні у процесі нагріву та розподілу теплоти в шарі рудно-вугільної суміші брикету. Враховано нерівномірність нагріву всередині металевого ядра внаслідок нерівномірного розподілу щільності вихрових струмів у шарах сферичного провідника (ядра). У рудно-вугільних шарах враховано кінетичні та термодинамічні умови послідовного протікання хімічних реакцій відновлення оксидів заліза та газифікації вуглецю. Враховано вплив теплових ефектів хімічних реакцій та кінетику реакцій відновлення.

Адекватність математичної моделі було перевірено на основі відкритих експериментальних даних та було досягнуто максимальної похибки розрахункових значень температур на рівні 5-8% для температурного діапазону 500-1200°C. Результати чисельного моделювання дозволили зробити висновки про необхідність контролю температури ядра оскільки саме в ньому спостерігається найшвидше зростання температури в умовах індукційного нагріву. Тривалість нагріву всього об'єму рудно-вугільної суміші брикету від металевого ядра може дорівнювати від 10 до 30 хвилин в залежності від докладеної електричної потужності індукційної печі,

геометричних розмірів металевого ядра та всього брикету. При цьому лімітуючим фактором швидкості нагрівання брикету і як наслідок швидкості процесу твердофазного відновлення буде саме температура центру металевого ядра. Наведено результати математичного моделювання значення теплової потужності індукційного поля печі протягом часу нагріву брикету з металевим ядром за умови зберігання твердофазного стану усіх компонентів залізо-рудно-вугільного брикету.

Дані моделювання показують, що у процесі нагріву та твердофазного відновлення найближчі до металевого ядра шари рудно-вугільної суміші брикету будуть відновлюватись до металічного стану швидше через більшу швидкість нагріву цих шарів. Свіжевідновлене залізо таким чином буде утворювати нові зовнішні шари металевого ядра збільшуючи його діаметр та теплову потужність. Це робить процес нагріву в такому брикеті автокатолітичним та вимагає зменшення теплової потужності індуктора печі через зміну або напруження магнітної індукції на 0-30% або частоти змінного струму на 0-50% від початкового значення.

Наведені в роботі данні стосуються процесу відновлення оксидів заліза у складі брикетів що проходить в умовах впливу електромагнітного поля індукційної печі. Було проведено аналіз літературних джерел та результатів експериментальних досліджень щодо вивчення впливу змінного електромагнітного поля промислової та середньої частоти (0,05-50 кГц) на процес відновлення оксидів заліза в умовах газового та карботермічного твердофазного відновлення. Наявні літературні дані свідчать про інтенсифікуючий вплив на процеси газового та карботермічного відновлення оксидів заліза змінного електромагнітного поля високої частоти (>100 кГц), однак вплив електромагнітного поля промислових та середніх частот на сьогодні досліджено доволі обмежено.

На базі аналізу кінетичних даних результатів експериментальних досліджень, спираючись на положення фізики твердого тіла та теорії магнетизму, висунуто уявлення про механізм впливу змінного електромагнітного поля на швидкість твердофазного відновлення оксидів заліза газами та вуглецем: вплив електромагнітного поля переважно обумовлений феромагнітними властивостями кристалічних фаз, виникненням контактної різниці потенціалів між оксидами заліза,

та ін. В результаті цього форсується зовнішньо- та внутрішньо-дифузійний газообмін у ході відновлення, що впливає з результатів окремих експериментів. Під впливом електромагнітного поля відбувається «розхитування» кристалічної решітки твердих реагентів, утворюються додаткові структурні дефекти, що у свою чергу послаблює зв'язки Fe–O, полегшуючи зародження нових фаз та розвиток реакційної дифузії. Сукупність зазначених ефектів призводить до диспергування твердих продуктів відновлення, утворення розвиненої мережі транспортних каналів і збільшення поверхні, доступної газам.

Виконано експериментальне дослідження процесів нагріву та твердофазного відновлення оксидів заліза вуглецем у сипучій дрібнодисперсній формі та у формі залізо-рудно-вугільного брикету. Доведено якісну можливість отримання відновленого заліза в індукційній печі в обох формах. Отримані експериментальні данні свідчать про вплив вмісту металеві складової у залізо-рудно-вугільному брикеті на швидкість нагріву та інтенсивність процесу твердофазного відновлення. Засвідчено зменшення температури початку реакцій відновлення оксидів заліза у присутності твердого вуглецю на 100-120°C в умовах зниження тиску у тиглі індукційної печі до $5 \cdot 10^{-3}$ – $3 \cdot 10^{-2}$ мбар. Експериментально показана можливість проведення інтенсивного нагріву та твердофазного відновлення рудного матеріалу у складі залізо-рудно-вугільного брикету з металевим ядром маса якого складала 5-10% від загальної маси брикету.

Спираючись на експериментальні данні, результати аналітичних та математичних досліджень в роботі запропоновано ряд технологічних рішень для інтенсифікації існуючих процесів газового та карботермічного твердофазного відновлення оксидів заліза із застосуванням індукційного нагріву шихтових матеріалів, а також брикети для використання у таких рішеннях.

Також запропоновано технологічні схеми процесу виплавляння високоякісної сталі, який об'єднує твердофазне відновлення та розплавлення свіжовідновленого заліза, його легування та модифікування в індукційній печі. Перевагами такого процесу є:

- використання первинної рудної сировини;

- можливість повного використання фізичної теплоти свіжевідновленого заліза (відмова від проміжного охолодження продуктів відновлення), фізичної та хімічної енергії газів що утворюються у процесі відновлення а також залишкового відновлювального потенціалу цих газів;
- висока швидкість та об'ємний характер нагріву залізо-рудно-вугільних брикетів в змінному електромагнітному полі індукційної печі, що забезпечує інтенсифікацію процесу загалом;
- зменшення об'ємів обладнання як із причин, наприклад, відсутності потреби у зовнішньому нагріві газів-відновників що використовуються у процесі так і з огляду на те що процеси нагріву, твердофазного відновлення та плавлення свіжевідновленого заліза відбуваються в єдиному металургійному агрегаті.

Результати числових та експериментальних досліджень наведених у роботі свідчать про високий потенціал запропонованих технологічних рішень та процесів.

Ключові слова: екологія, викиди CO₂, губчасте залізо, газове відновлення, карботермічне відновлення, твердофазне відновлення оксидів заліза, окатиші, металізація, композитний рудно-вугільний брикет, залізородна сировина, електромагнітне поле, електричний режим, руднотермічна індукційна піч, математична модель, теплопередача, газифікація вуглецю.

ABSTRACT

Grekh O.S. Development of a technology for obtaining iron by solid-phase reduction of iron-ore-coal briquettes under induction heating conditions. – Qualification scientific work on the rights of the manuscript.

Thesis for the degree of Doctor of Philosophy PhD in the specialty 136 – ‘Metallurgy’. – Ukrainian State University of Science and Technology. – Dnipro, 2026.

The thesis is devoted to a comprehensive study of thermal processes and kinetics of iron-ore-coal briquette reduction under induction heating conditions, as well as the development of a technological scheme for obtaining reduced iron and smelting steel in an induction furnace.

The analytical part of the work provides an overview of modern technologies for direct iron reduction, showing their advantages and limitations, in particular: limitations on the intensity of reduction processes due to the resistance of diffusion and heat flows in charge materials; limitations on gas temperatures in the reaction zone of shaft reactors, as well as the lack of effective solutions for covering the heat deficits of endothermic reactions in reactors in the event of an increase in the proportion of hydrogen in the flow of reducing gases.

Based on the analysis of literature sources, a new scheme for the solid-phase reduction of iron oxides and the subsequent production of high-quality steel from primary iron ore in a single metallurgical unit – an induction furnace – has been proposed. To implement this process, a new composition of briquettes has been proposed, consisting of primary iron ore, coal and metallised iron. Such briquettes are self-reducing because they contain a reducing agent in a stoichiometric ratio to the oxygen of iron oxides of the ore component of the entire briquette, and are self-heating in conditions of an alternating electromagnetic field because they contain a metal component, whose geometric dimensions are selected in accordance with the parameters of the electromagnetic field of the induction furnace and ensure effective heating of the entire briquette.

The proposed briquette eliminates the limitations present in modern direct reduction technologies. Firstly, thermal energy is released throughout the entire volume inside the

briquette due to the uniform distribution of the metal (heating) component in the charge, thus creating a uniform temperature field throughout the entire volume of the briquette without the formation of significant gradients. This increases the uniformity of charge heating and the intensity of the process.

Secondly, the uniform distribution of finely dispersed particles of the reducing agent (coal) and iron ore oxides (iron ore concentrate) in the core layer within the volume of the briquette, as well as the intense and sufficient heat flow from the metal heating component, creates conditions for the intensive flow of endothermic chemical reactions of coal gasification and reduction of iron oxides in the briquette.

Thirdly, the presence of a metal component in the composition of briquettes makes it possible to cover the heat balance deficits of endothermic reactions of all stages of the carbon gasification and iron reduction process, which opens wide opportunities for increasing the use of hydrogen in direct iron reduction processes.

It is important to note that the use of hydrogen in combination with the proposed briquettes allows hydrogen to be used only as a reducing agent, since the thermal requirements of endothermic reduction reactions are covered by the efficient conversion of the electromagnetic field energy of the induction furnace into Joule heat inside the material being reduced.

An analysis of the mechanisms of heating metal particles in an alternating electromagnetic field was carried out, the regularities and boundary conditions for the effective heating of spherical metal particles under the influence of induction were established, calculated the parameters of the geometric dimensions of the particles, and presented the dependence of the iron content in the charge on the frequency of the alternating current in the inductor of the induction furnace for DRI pellets. It is shown that an important factor in the effective heating of a spherical metal conductor is the correspondence of its diameter to the frequency of the alternating current of the furnace inductor.

Based on an analysis of the literature, it has been determined that the conditions for effective heating of spherical metal particles will correspond to a ratio of the diameter of such particles to the thickness of the skin layer in the range from 2 to 4. It has been established that for induction furnaces with an average alternating current frequency of 0.5

to 10 kHz, it is advisable to use metallised DRI pellets with a radius of 5 to 8 mm as heaters in iron-ore-coal briquettes.

Based on the formed ideas and conclusions regarding the maximum efficiency of the process of direct reduction of iron oxides in a finely dispersed form in direct contact with the reducing agent (coal carbon also in a finely dispersed form) in a dense layer in briquettes with a simultaneous intense heat source inside the briquette, a mathematical model was constructed and numerical modelling of the process of heating and reduction of iron oxides in an ore-coal mixture briquette of spherical shape with a metal core was carried out.

The mathematical modelling considered the induction heating of the metal core of the briquette under induction heating conditions and the distribution of heat both inside this core and outside during the process of heating and heat distribution in the layer of the ore-coal mixture of the briquette. The unevenness of heating inside the metal core due to the uneven distribution of eddy current density in the layers of the spherical conductor (core) was considered. In the ore-coal layers, the kinetic and thermodynamic conditions of the sequential flow of chemical reactions of iron oxide reduction and carbon gasification are considered. The influence of the thermal effects of chemical reactions and the kinetics of reduction reactions is considered.

The adequacy of the mathematical model was verified based on open experimental data, and a maximum error of 5-8% was achieved for the calculated temperature values in the temperature range of 500-1200°C. The results of numerical modelling allowed conclusions to be drawn about the need to control the temperature of the core, since it is there that the fastest temperature rise is observed under induction heating conditions. The duration of heating of the entire volume of the ore-coal mixture of the briquette from the metal core can be from 10 to 30 minutes, depending on the applied electrical power of the induction furnace.

geometric dimensions of the metal core and the entire briquette. In this case, the limiting factor for the briquette heating rate and, as a result, the rate of the solid-phase reduction process will be the temperature at the centre of the metal core. The results of mathematical modelling of the thermal power of the induction field of the furnace during

the heating of the briquette with a metal core are presented, assuming that all components of the iron-ore-coal briquette remain in a solid state.

The modelling data show that during the heating and solid-phase reduction process, the layers of the ore-coal mixture of the briquette closest to the metal core will be reduced to a metallic state faster due to the higher heating rate of these layers. Freshly reduced iron will thus form new outer layers of the metal core, increasing its diameter and thermal power. This makes the heating process in such a briquette autocatalytic and requires a reduction in the thermal power of the furnace inductor by changing the magnetic induction voltage by 0-30% or the alternating current frequency by 0-50% from the initial value.

The data presented in the work relate to the process of iron oxide reduction in briquettes under the influence of the electromagnetic field of an induction furnace. An analysis of literature sources and the results of experimental studies on the influence of an alternating electromagnetic field of industrial and medium frequency (0.05-50 kHz) on the process of iron oxide reduction under conditions of gas and carbothermic solid-phase reduction was carried out. The available literature data indicate an intensifying effect on the processes of gas and carbothermic reduction of iron oxides by a high-frequency alternating electromagnetic field (>100 kHz), but the effect of industrial and medium-frequency electromagnetic fields has been studied rather limitedly to date.

Based on the analysis of kinetic data from experimental studies and relying on the principles of solid-state physics and magnetism theory, a hypothesis has been put forward regarding the mechanism of the effect of an alternating electromagnetic field on the rate of solid-phase reduction of iron oxides by gases and carbon: the influence of the electromagnetic field is mainly due to the ferromagnetic properties of crystalline phases, the emergence of a contact potential difference between iron oxides, etc. As a result, external and internal diffusion gas exchange is forced during reduction, as evidenced by the results of individual experiments. Under the influence of an electromagnetic field, the crystal lattice of solid reagents is 'shaken up,' additional structural defects are formed, which in turn weakens the Fe-O bonds, facilitating the nucleation of new phases and the development of reaction diffusion. The combination of these effects leads to the dispersion of solid reduction

products, the formation of a developed network of transport channels, and an increase in the surface area accessible to gases.

An experimental study of the processes of heating and solid-phase reduction of iron oxides with carbon in a loose, finely dispersed form and in the form of iron-ore-coal briquettes has been carried out. The qualitative possibility of obtaining reduced iron in an induction furnace in both forms has been proven. The experimental data obtained indicate the influence of the metal content in the iron-ore-coal briquette on the heating rate and intensity of the solid-phase reduction process. A decrease in the temperature at which the reduction of iron oxides begins in the presence of solid carbon by 100-120°C has been confirmed under conditions of reduced pressure in the crucible of the induction furnace to $5 \cdot 10^{-3} - 3 \cdot 10^{-2}$ mbar. The possibility of intensive heating and solid-phase reduction of ore material in the composition of iron-ore-coal briquettes with a metal core weighing 5-10% of the total weight of the briquette has been experimentally demonstrated.

Based on experimental data and the results of analytical and mathematical studies, the paper proposes several technological solutions for intensifying existing processes of gas and carbothermic solid-phase reduction of iron oxides using induction heating of charge materials, as well as briquettes for use in such solutions.

Technological schemes for the smelting of high-quality steel are also proposed, combining solid-phase reduction and melting of freshly reduced iron, its alloying and modification in an induction furnace. The advantages of this process are:

- use of primary ore raw materials;
- possibility of full utilisation of the physical heat of freshly reduced iron (no intermediate cooling of reduction products), the physical and chemical energy of gases formed during the reduction process, and the residual reduction potential of these gases;
- high speed and volumetric nature of heating iron-ore-coal briquettes in the alternating electromagnetic field of an induction furnace, which ensures the intensification of the process as a whole;
- reduction in the volume of equipment, both because there is no need for external heating of the reducing gases used in the process and because the

processes of heating, solid-phase reduction and melting of freshly reduced iron take place in a single metallurgical unit.

The results of numerical and experimental studies presented in the paper indicate the high potential of the proposed technological solutions and processes.

Keywords: ecology, CO₂ emissions, sponge iron, gas-based reduction, carbothermal reduction, solid-phase reduction of iron oxides, pellets, metallisation, composite ore-coal briquette, iron ore raw materials, electromagnetic field, electrical mode, ore-thermal induction furnace, mathematical model, heat transfer, carbon gasification.

СПИСОК ПУБЛІКАЦІЙ ЗДОБУВАЧА

Публікації в зарубіжних фахових виданнях або виданнях, що входять до міжнародних наукометричних баз даних

1. Velychko O., Grek O., Grishin O., Velychko K. Physicochemical Characteristics of Solid-Phase Reduction of Pellets (briquettes) Under Induction Heating. 2024. *Voprosy Khimii i Khimicheskoi Tekhnologii*. №3. С.37–45. DOI: <https://doi.org/10.32434/0321-4095-2024-154-3-37-45>.

Публікації у наукових фахових виданнях України

2. О.С. Грек, К.О. Величко Індукційна піч - універсальний металургійний агрегат для твердофазного відновлення та плавлення сталі і високо вуглецевого феромарганцю. 2023. *Теорія і практика металургії*. Т.4 (141). С.13–21. DOI: <https://doi.org/10.15802/tpm.4.2023.02> .

3. О.М. Гришин, О.Г. Величко, О.С. Грек, А.А. Надточій Вуглецевотермічне відновлення оксидів заліза в умовах електромагнітного впливу. 2024. *Теорія і практика металургії*. Т.3 (144). С.20–27. DOI: <https://doi.org/10.15802/tpm.3.2024.03>.

4. Grishin O. M., Velychko O. G., Grek O. S., Nadtochii A. A. Electromagnetic Field Effects on the Kinetics of Solid-State Reduction of Iron Oxides with Gases. 2025. *Theory and Practice of Metallurgy*. Т.3. С.103–110. DOI: <https://doi.org/10.15802/tpm.3.2025.13>.

Публікації, що засвідчують апробацію матеріалів дисертації

5. О.Г. Величко, О.М. Гришин, О.С. Грек Твердофазне відновлення оксидів заліза в умовах індукційного нагріву. Дніпро. Журфонд. 2023. *XVII Міжнародна конференція*. С.58–63.

6. О.Г. Величко, О.С. Грек, О.М. Гришин Математичне дослідження нагріву залізородно-вугільних брикетів в індукційній печі. м. Харків - м. Київ. Харків, НТУ «ХПІ». 2023. *XIX Міжнародна науково-практична конференція*. С.309–311.

7. Velychko O., Grek O., Mamuzic I. Application of an induction furnace for solid-phase reduction of iron oxides. Zagreb, Croatia. CMS. 2024. *17th International Symposium of Croatian Metallurgical Society*. Т. Metalurgija 63 (2024) 2. С.303–305.

8. О.С. Грек Дослідження параметрів ефективного нагріву залізо-рудно-вугільного брикету в індукційному полі. Дніпро. УДУНТ. 2025. *матеріали Міжнар. наук.-практ. конф.*. С.198.

9. О.С. Грек Розвиток технології прямого відновлення заліза з використанням індукційної печі як єдиного агрегату для відновлення заліза та виплавляння сталі. Дніпро. Журфонд. 2025. *XIX Міжнародна конференція*. С.147–151.

URL: https://drive.google.com/file/d/1YxQzufSy0JdBTnWRTrLFxXEYTGn5k8qw/view?usp=sharing&usp=embed_facebook.

10. Р.Д. Скрипченко, О.С. Грек Газове твердофазне відновлення заліза. Дослідження факторів інтенсифікації процесу. Дніпро. Журфонд. 2025. *XIX Міжнародна конференція*. С.151–155.

URL: https://drive.google.com/file/d/1YxQzufSy0JdBTnWRTrLFxXEYTGn5k8qw/view?usp=sharing&usp=embed_facebook.

Методичні вказівки

11. Альтернативні процеси виробництва чорних металів / упоряд. В.С. Мамешин, Є.В. Синегін, С.В. Журавльова; О.С. Грек Укр. держ. ун-т науки і технологій. – Дніпро: УДУНТ, 2025. – 49 с.

ЗМІСТ

ВСТУП.....	19
РОЗДІЛ 1. ОГЛЯД ТЕХНОЛОГІЙ СВІТОВОГО ВИРОБНИЦТВА ЗАЛІЗА ПРЯМОГО ВІДНОВЛЕННЯ.....	27
1.1 Світове виробництво чавуну та сталі, тенденції та основні технологічні схеми.	27
1.1.1 Екологічні аспекти розвитку технологій виробництва сталі.....	28
1.1.2 Первинне виробництво сталі.....	30
1.1.3 Вторинне виробництво сталі.....	32
1.2 Технології прямого відновлення заліза.....	34
1.2.1 Карботермічні технології прямого відновлення заліза.	36
1.2.2 Технології газового твердофазного відновлення.	39
1.2.3 Сировина для твердофазного відновлення.	42
Висновки по розділу 1.	47
РОЗДІЛ 2. НОВІ ПРИНЦИПИ ТА РІШЕННЯ ОРГАНІЗАЦІЇ ТВЕРДОФАЗНОГО ВІДНОВЛЕННЯ В ІНДУКЦІЙНІЙ ПЕЧІ.	49
2.1 Опис конструкції та роботи індукційної тигельної печі.	53
2.2 Шихтові матеріали твердофазного відновлення з індукційним нагрівом.	58
2.2.1 Вимоги до залізородної сировини.	58
2.2.2 Вимоги до вугілля або продуктів його збагачення.	61
2.2.3 Вимоги до нагрівача у складі залізо-рудно-вугільного брикету.	64
2.2.4 Залізо-рудно-вугільний брикет.....	65
2.3 Залізо-рудно-вугільні брикети та особливості індукційного нагріву.....	67
2.3.1 Структура та геометричні параметри брикету.....	68
2.3.2 Механізм нагріву металевих частинок в індукційній печі.....	70
2.3.3 Ефективність індукційного нагріву.	75
Висновки по розділу 2.	81

РОЗДІЛ 3. ТЕОРЕТИЧНІ АСПЕКТИ ТА МАТЕМАТИЧНА МОДЕЛЬ НАГРІВУ ТА ВІДНОВЛЕННЯ ЗАЛІЗО-РУДНО-ВУГІЛЬНОГО БРИКЕТУ В ІНДУКЦІЙНІЙ ПЕЧІ.	82
3.1 Математичне моделювання процесу нагріву рудно-вугільної суміші брикету від металевого ядра в умовах змінного електромагнітного поля.....	82
3.1.1 <i>Теплота хімічних реакцій.</i>	86
3.1.2 <i>Перевірка адекватності математичної моделі.</i>	90
3.2 Результати математичного моделювання процесу нагріву та відновлення залізо-рудно-вугільного окатиша при індукційному нагріві.	95
3.2.1 <i>Розрахунок впливу збільшення об'єму металеві частинки на нагрів рудно-вугільної суміші.</i>	100
Висновки по розділу 3.	106
РОЗДІЛ 4. ФІЗИКО-ХІМІЧНИЙ АНАЛІЗ ВПЛИВУ ЗМІННОГО ЕЛЕКТРОМАГНІТНОГО ПОЛЯ НА ТВЕРДОФАЗНЕ ВІДНОВЛЕННЯ ОКСИДІВ ЗАЛІЗА.....	107
4.1 Механізм твердофазного відновлення оксидів заліза вуглецем у залізо-рудно-вугільному брикеті в умовах індукційного нагріву.....	107
4.1.1 <i>Вплив зовнішніх фізичних факторів на процес відновлення оксидів заліза газами.</i>	110
4.2 Експериментальні дослідження впливу електромагнітного поля на газове відновлення оксидів заліза.	112
4.2.1 <i>Магнітострикція.</i>	113
4.2.2 <i>Дія ЕМП на зерна матеріалу (впорядкування магнітним полем).</i>	114
4.2.3 <i>Вплив на заряджені частинки.</i>	115
4.3 Експериментальні дослідження впливу ЕМП на карботермічне та комплексного відновлення заліза з оксидів.	117
4.3.1 <i>Фізико-хімічні механізми впливу на карботермічне та комплексне відновлення заліза з оксидів.</i>	118
Висновки по розділу 4.	120

РОЗДІЛ 5. ЛАБОРАТОРНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ЗАПРОПОНОВАНИХ МЕТОДІВ ТВЕРДОФАЗНОГО ВІДНОВЛЕННЯ ТА НОВІ ТЕХНІЧНІ РІШЕННЯ.....	121
5.1 Лабораторні дослідження процесу нагріву та відновлення заліза з заліза в умовах індукційного нагріву.	121
5.1.1 Серія експериментів з брикетованою залізо-рудно-вугільною сумішшю на лабораторній вакуумній індукційній печі ємністю 5 кг.....	127
5.1.2 Експерименти з твердофазним відновленням брикету з металізованим ядром.....	132
5.2 Технічні рішення для твердофазного відновлення оксидів заліза в умовах індукційного нагріву.	138
5.2.1 Твердофазне відновлення рудного окатиша газами в агрегаті шахтного типу з індукційним нагріванням.	140
5.2.2 Твердофазне відновлення рудно-вугільного окатишу з накатаним рудним шаром в агрегаті шахтного типу з індукційним нагрівом.	142
5.2.3 Твердофазне відновлення залізо-рудних брикетів в агрегаті шахтного типу з індукційним нагрівом.	145
5.2.4 Твердофазне відновлення залізо-рудно-вугільних брикетів в агрегаті шахтного типу з індукційним нагрівом.	147
5.2.5 Твердофазне відновлення рудно-вугільних окатишів в агрегаті шахтного типу та індукційній печі з подальшим розплавленням.....	149
Висновки по розділу 5.	154
ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ	156
ПЕРЕЛІК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ.....	160
ДОДАТОК А.....	173

ВСТУП

Актуальність.

Сучасний розвиток металургійної галузі визначається необхідністю підвищення енергоефективності, зниження викидів парникових газів і переходом до екологічно безпечних технологій. Виробництво чавуну і сталі залишається одним з найбільш енергоємних і емісійних промислових процесів, на частку якого припадає близько 7% глобальних викидів CO₂. Підвищення вимог до декарбонізації, закріплене в міжнародних кліматичних угодах, стимулює пошук альтернатив традиційним технологіям металургії повного циклу.

Технологічні маршрути прямого отримання заліза (DRI) в останні десятиліття демонструють стійке зростання і розглядаються як ключовий напрямок декарбонізації сталеплавильного виробництва. Газові та карботермічні процеси прямого відновлення, хоча і мають високу технологічну зрілість, обмежені доступністю природного газу та недостатньою інтенсивністю процесу. Однією з фундаментальних проблем технологій прямого відновлення залишається низька швидкість прогріву і відновлення окатишів (брикетів), обумовлена зовнішніми джерелами теплоти та відновника і вираженими температурними і концентраційними градієнтами всередині матеріалу.

В останні роки зростаючий інтерес привертають методи нагрівання електромагнітним полем, зокрема індукційне нагрівання, як потенційна основа для створення компактних, енергоефективних металургійних агрегатів. Індукційна піч традиційно застосовується в ливарному виробництві, проте її технологічні можливості в області отримання металізованих матеріалів використовуються недостатньо. Індукційний нагрів забезпечує інтенсивне об'ємне підведення теплоти, відсутність локальних перегрівів, високий ступінь керованості температурним режимом, а також можливість поєднання процесів нагрівання, відновлення і плавлення в одному агрегаті.

Особливий інтерес представляють залізо-рудно-вугільні брикети, що містять у своєму складі як рудну, так і вуглецеву складові, а також металеві компоненти, здатні

ефективно перетворювати енергію електромагнітного поля індукційної печі на теплову енергію всередині брикету. Така структура відкриває перспективи нового механізму теплопередачі та інтенсифікації відновлення в умовах об'ємного індукційного нагріву, дозволяючи усунути традиційні обмеження газових і карботермічних схем прямого відновлення.

Незважаючи на значний обсяг досліджень газового і карботермічного відновлення, вплив змінного електромагнітного поля на кінетику відновлення оксидів заліза твердим вуглецем і воднем, а також особливості теплової роботи рудно-вугільних брикетів в умовах індукційного нагріву вивчені недостатньо. Немає даних про процеси нагріву дрібнодисперсних металевих частинок сферичної форми з феромагнітними властивостями в електромагнітному полі, а також про процеси теплообміну з внутрішніми джерелами теплоти всередині рудно-вугільного окатишу (брикету) з урахуванням теплових ефектів хімічних реакцій; недостатньо досліджена кінетика процесів відновлення під впливом зовнішнього електромагнітного поля.

В умовах глобальних вимог до декарбонізації, можливості використання водню та обмежень на використання вуглецевмісних джерел як енергії так і відновників, індукційна піч може розглядатися як універсальний металургійний агрегат для прямого одержання заліза і подальшого виплавляння сталі на малих і середніх металургійних підприємствах. Розробка технологічної схеми, що об'єднує процеси нагрівання, відновлення і плавлення в рамках одного агрегату, представляє значний науковий і практичний інтерес.

Таким чином, розробка технології одержання заліза твердофазним відновленням, дослідження особливостей теплової роботи і відновлення залізо-рудно-вугільних брикетів в умовах індукційного нагріву, а також відновленого заліза і виплавки сталі в індукційній печі є актуальним науковим завданням, що має важливе значення для розвитку енергоефективних і екологічних металургійних процесів.

Зв'язок роботи з науковими програмами, планами, темами.

Дисертаційна робота виконувалася в рамках наукових напрямків науково-дослідницької діяльності кафедри металургії чавуну і сталі Дніпровського

металургійного інституту, Українського державного університету науки і технологій. Розглянуті в дисертаційній роботі актуальні проблеми і задачі в області твердофазного відновлення оксидів заліза відповідають пріоритетам науково-технічного розвитку. Основу дисертаційної роботи складають результати досліджень, що виконані автором та є частиною науково-дослідної роботи «Дослідження термодинамічних та кінетичних закономірностей поведінки фаз зміцнення при електрошлаковому переплаві складних та високоентропійних сплавів» за договором № М/77-2025 від 17 липня 2025р. що виконувалася в Українському державному університеті науки і технологій, в якій дисертант був співвиконавцем.

Мета і завдання дисертаційної роботи.

Мета роботи полягає у розробці технології одержання твердофазно відновленого заліза і сталі в індукційній печі шляхом суміщення процесів нагріву, твердофазного відновлення та плавлення первинної залізорудної шихти у вигляді залізо-рудно-вугільних брикетів в єдиному металургійному агрегаті.

Для досягнення поставленої мети в роботі вирішувалися наступні завдання:

- Проаналізувати сучасні технологічні схеми прямого відновлення заліза і визначити їх обмеження, пов'язані з передачею теплоти, швидкістю відновлення і енергоємністю.
- Розробити шихту придатну для промислового використання первинної залізорудної шихти у індукційній печі, яка буде мати в своєму складі як джерело теплоти, так і відновник. Для цього:
 - Дослідити особливості організації теплопередачі та нагрівання залізо-рудно-вугільних брикетів в умовах індукційного нагрівання, включаючи механізми нагрівання металевих частинок, формування температурних полів та характеристику теплових потоків.
 - Розробити математичну модель прогріву та відновлення рудно-вугільного брикету, що враховує теплові процеси, газифікацію вуглецю та відновні реакції в об'ємі матеріалу.

- Провести числове моделювання та оцінити вплив параметрів електромагнітного поля (частоти, потужності, глибини проникнення) на інтенсивність нагрівання і швидкість відновлення рудно-вугільної шихти.
 - Виконати лабораторні експерименти з нагрівання та відновлення залізовмісних матеріалів в індукційній печі та зіставити отримані дані з результатами математичного моделювання.
 - Дослідити вплив зовнішнього електромагнітного поля на кінетику відновлення оксидів заліза твердим вуглецем, воднем і комплексними відновниками.
- Розробити технічні рішення з інтенсифікації процесів відновлення в технологіях прямого відновлення заліза з використанням індукційного нагріву шихти.
 - Розробити технологічні рішення та концепцію металургійного процесу прямого відновлення заліза з первинної залізорудної сировини, що поєднує твердофазне відновлення та подальше розплавлення в одному агрегаті - індукційній печі.

Об'єкт дослідження.

Теплові та фізико-хімічні процеси твердофазного відновлення оксидів заліза вуглецем під впливом змінного електромагнітного поля при індукційному нагріві.

Предмет дослідження.

Вплив електромагнітного поля промислової та середньої частоти (0,05-50 кГц) на закономірності нагрівання, газифікації вуглецю, відновлення оксидів заліза, формування температурних і концентраційних полів у щільному шарі твердих дрібнодисперсних сумішей первинних оксидів заліза та вугілля, та вплив електромагнітного поля на кінетику твердофазного відновлення та ефективність процесу прямого отримання заліза.

Методи дослідження.

Аналіз науково-технічної літератури, вітчизняних та закордонних патентів щодо сучасного стану розвитку технологій твердофазного відновлення заліза. Побудова математичної моделі та числове моделювання процесу нагріву та твердофазного відновлення оксидів заліза вуглецем у складі залізо-рудно-вугільного окатишу. Фізико-хімічне та експериментальне дослідження в лабораторних та промислових умовах впливу змінного електромагнітного поля на процеси твердофазного відновлення оксидів заліза газами та вуглецем. Статистична обробка даних експериментальних досліджень та аналіз особливостей теплової роботи при твердофазному відновленні дрібнодисперсних сумішей оксидів заліза та вугілля в щільному шарі в умовах змінного електромагнітного поля.

Наукова новизна отриманих результатів.

У дисертаційній роботі отримано результати, які в сукупності вперше формують науково обґрунтовані принципи організації твердофазного відновлення залізо-рудно-вугільних брикетів в умовах індукційного нагріву. До основних елементів наукової новизни належать:

1. Вперше встановлено та підтверджено результатами математичного моделювання закономірності нагрівання залізо-рудно-вугільного брикету під впливом змінного електромагнітного поля, та показано механізм об'ємного нагріву рудно-вугільної суміші за рахунок локалізованого нагрівання металевих частинок вихровими струмами; розподіл температур у металевому ядрі сферичної форми у складі залізо-рудно-вугільного окатишу відповідно до частоти змінного електромагнітного поля, на основі чого встановлено критерії вибору розмірів металевих частинок і параметрів індукційного нагріву для забезпечення максимальної інтенсивності процесу. Таких даних раніше не було відомо.
2. Дістали подальшого розвитку теоретичні уявлення щодо впливу параметрів електромагнітного поля на кінетику твердофазних відновлювальних процесів у діапазоні частот 0,05-50 кГц для газового та вуглецевого

відновлення та визначено залежності швидкості відновлення оксидів заліза від частоти та щільності електромагнітного поля та виявлено механізми прискорення відновлення $\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{FeO} \rightarrow \text{Fe}$ в присутності електромагнітного поля, пов'язані з посиленням теплових та дифузійних процесів та було експериментально доведено внесок електромагнітних впливів в інтенсифікацію процесів водневого, вуглецевого і комплексного відновлення.

3. Вперше запропоновано та науково обґрунтовано концепцію використання індукційної печі як єдиного агрегату для твердофазного відновлення та виплавки сталі з первинної залізовмісної шихти з метою скорочення споживання коксу, зниження емісії CO_2 , підвищення ефективності одержання заліза з первородної сировини.

Практичне значення отриманих результатів.

Результати дисертаційної роботи мають важливе практичне значення для розвитку енергоефективних та екологічних процесів отримання відновленого заліза та виплавки сталі. Основні елементи практичної значущості:

1. Розроблено новий тип залізо-рудно-вугільних брикетів з металізованим ядром, які забезпечують ефективний об'ємний нагрів в умовах дії змінного електромагнітного поля, інтенсифікують процеси газифікації вуглецю та відновлення оксидів заліза, дозволяють істотно підвищити швидкість відновлення в порівнянні з традиційними схемами нагрівання газами, забезпечують отримання високо металізованого продукту, придатного для прямого виплавляння сталі які рекомендується до використання у промислових технологіях прямого відновлення заліза, а також в малих металургійних агрегатах.
2. Розроблено та обґрунтовано технологічну схему отримання відновленого заліза та виплавки сталі в індукційній печі, яка об'єднує процеси нагрівання, твердофазного відновлення та плавлення в одному агрегаті, виключає необхідність доменних, коксохімічних та газових реформінгових установок,

дозволяє відмовитися від рідкого чавуну як обов'язкової складової шихти сталеплавильних агрегатів, знижує енерговитрати та підвищує екологічність металургійного виробництва що є особливо перспективним для міні-металургійних заводів.

3. Встановлено режими індукційного нагрівання, що забезпечують високий ступінь відновлення оксидів заліза, визначено частоти, потужності та швидкості нагрівання, що забезпечують інтенсивне відновлення, розроблено рекомендації щодо вибору розмірів металевих частинок і складу рудно-вугільної суміші, ці режими рекомендуються до використання для налаштування експериментальних і промислових установок.
4. Отримані експериментальні результати рекомендовано до застосування при розробці екологічних («зелених») технологій отримання сталі, оскільки технологія дозволяє реалізувати відновлення оксидів заліза воднем, індукційний нагрів дозволяє ефективно замінювати вуглецеві джерела енергії у процесах прямого відновлення та інших металургійних процесах, поєднаний процес знижує кількість технологічних стадій і супутніх викидів.
5. Розроблені технічні рішення і експериментально підтверджені принципи роботи залізо-рудно-вугільних брикетів в умовах індукційного нагріву рекомендується використовувати для створення пілотних і промислових установок прямого відновлення, проектування нових металургійних агрегатів для малих підприємств, в освітніх і дослідницьких цілях при вивченні сучасних способів отримання заліза і сталі.

Особистий внесок автора.

Дисертація є самостійною працею автора, що ґрунтується на власних теоретичних та експериментальних дослідженнях, проведених особисто автором дисертації. Всі теоретичні та експериментальні дослідження проведено при безпосередній участі автора або ним самостійно. У переліку наукових праць, які наведені у анотації серед тих що опубліковані у співавторстві [1-7, 10,11] у дисертації

використано лише ті положення, ідеї та висновки, які є результатом особистої роботи автора.

Апробація результатів роботи.

Основні положення і результати дослідження пройшли апробацію на 5 Міжнародних науково-практичних конференціях: XVII Міжнародна конференція «Стратегія якості в промисловості і освіті» (Варна, 5-8 червня 2023р.); XII Міжнародна науково-практична конференція «Металургія» 2023 (Харків-Київ, 10-12 жовтня 2023р.); XVII International Symposium of Croatian Metallurgical Society “Materials and Metallurgy” (Zagreb, 18-19 квітня 2024р.); Міжнародна науково-практична конференція “Інновації в металургії і суміжних стратегічних галузях для енергоефективності і сталого розвитку” (Дніпро, 22-23 квітня 2025р.); XIX Міжнародна конференція «Стратегія якості в промисловості і освіті» (Варна, 2-5 червня 2025р.).

Публікації.

Основний зміст дисертації опубліковано в 11 наукових працях: з них 1 стаття в журналі, включеному до міжнародних наукометричних баз даних Scopus та WoS; 3 статті у фахових виданнях, що відповідають переліку ДАК МОН України; 6 тез доповідей науково-практичних конференцій; 1 методичні вказівки.

Структура та обсяг роботи.

Дисертація складається зі вступу, п'ятьох розділів, висновків, списку використаних літературних джерел і додатку. Матеріал дисертації викладений на 174 сторінках, в тому числі: 39 рисунків; 23 таблиць; список використаних джерел з 139 найменувань робіт вітчизняних і закордонних авторів на 14 сторінках.

РОЗДІЛ 1. ОГЛЯД ТЕХНОЛОГІЙ СВІТОВОГО ВИРОБНИЦТВА ЗАЛІЗА ПРЯМОГО ВІДНОВЛЕННЯ

1.1 Світове виробництво чавуну та сталі, тенденції та основні технологічні схеми.

Світове виробництво сталі неухильно зростає останні два десятиліття, супроводжуючи зростання світової економіки (Рис. 1.1). Сталь поступається лідерством тільки бетону серед найбільш споживаних людством конструкційних матеріалів [1, 2].

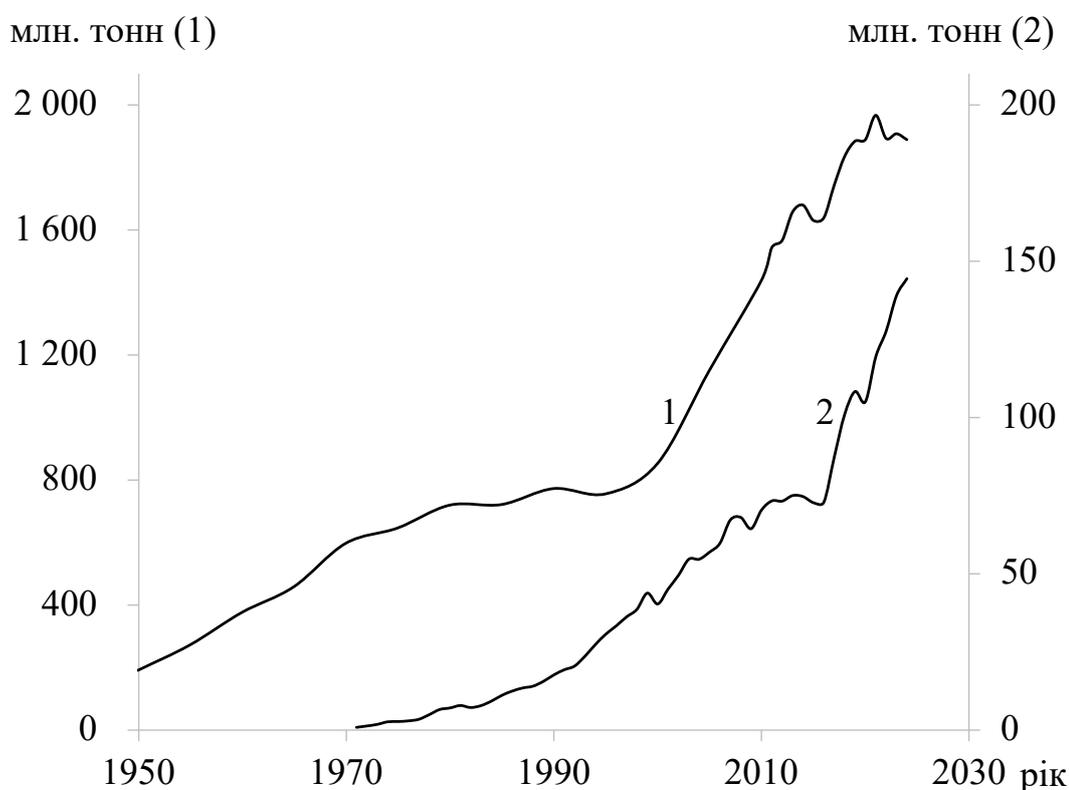


Рис. 1.1 Світовий обсяг виробництва сталі [3]:

1 – разом, 2 – заліза прямого відновлення.

За даними World Steel Association ще 70 років тому світове виробництво сталі складало приблизно 200 млн тонн та до 2024 року збільшилося у 10 разів (крива 1, Рис. 1.1). Темпи зростання за останні 20 років пояснюються зростанням економіки Китайської Народної Республіки де зараз виготовляється та споживається половина

сталі що виплавляється у світі. Можна очікувати двократне зростання виробництва сталі в Індії до 2030 року [4].

1.1.1 Екологічні аспекти розвитку технологій виробництва сталі.

Виробництво чавуну та сталі є високо енергоємним та високо емісійним процесом на який припадає приблизно 8% світового попиту на енергію та 7% (2,6 Гт CO₂) від загального обсягу викидів парникових газів [5, 6]. Такий великий вклад здебільшого обумовлено високою залежністю галузі від вугілля, яке забезпечує 74% всього споживання у металургійному виробництві. Сталеплавильне виробництво використовує два основних металургійних сировинних матеріали: залізну руду та переробний сталевий лом. Близько 70% всієї металургійної сировини для виробництва сталі у світі отримують з залізної руди, а решту складає металічний лом.

Первинне виробництво сталі – це виробництво, у якому головною сировиною є залізна руда, при цьому лом складає до 15–25% металургійної сировини у первинному виробництві. Домена піч є головним обладнанням що використовується для первинного виробництва чавуну у технологічній послідовності «Домена піч (ДП) – Кисневий конвертер (КК)» та на цей спосіб припадає 90% виробництва із залізної руди. У 2023 році 71,6% світового виробництва сталі відбувалось за цим технологічним маршрутом. (Таб. 1.1).

Вторинне (або на основі лому) виробництво здійснюється в електросталеплавильних печах і є приблизно у вісім разів менш енергоємним ніж виробництво із залізної руди; у якості основного джерела енергії використовується електроенергія а не вугілля. У 2023 році таким способом було виплавлено 20,4% світового виробництва сталі, а до 2030 року його доля може скласти 30% [7].

Таб. 1.1. Інтенсивність емісії CO₂ та енергоспоживання різних технологічних схем виплавляння сталі [8].

	Доля технології у світовому виробництві сталі у 2023 році, %	Інтенсивність емісії CO ₂		
		Тонни CO ₂ на тонну сталі		
		2021	2022	2023

ДП - КК	71,6	2,33	2,33	2,32
Лом - ДЕСП	20,4	0,66	0,68	0,70
DRI – ДЕСП	8,0	1,39	1,37	1,43

Міжурядова група експертів зі зміни клімату (IPCC) [9], Цілі сталого розвитку Організації Об'єднаних Націй на період до 2030 року (SDGs) [10], Рамкова конвенція Організації Об'єднаних Націй про зміну клімату (UNFCCC) и Паризька угода (UNFCCC 2016) [11] передбачають, що половина скорочення викидів парникових газів повинна бути досягнута до 2030 року, щоб утримати глобальне потепління нижче 1,5°C, і рішенням для цього є скорочення виробництва викопного палива приблизно на 6% на рік у період з 2020 по 2030 рік [12]. Надалі необхідно вжити заходів для обмеження глобального підвищення температури до рівня нижче 2°C до 2050 року [13]. Для металургійної галузі це означає, що середня інтенсивність прямих викидів CO₂ при виробництві чавуну і сталі повинна знизитися на 58% до 2050 року, до 0,6 тис. т CO₂ на тис. т нерафінованої сталі в порівнянні з сьогоdnішнім рівнем (1,4 т CO₂/т) [14].

Підвищення ефективності технологій та ефективності використання матеріалів забезпечить 90% скорочення викидів парникових газів при виробництві чавуну та сталі в рамках сценарію сталого розвитку до 2030 року, тоді як у більш довгостроковій перспективі для подальшого скорочення викидів будуть потрібні інноваційні технології, що інтегрують різні технології уловлювання, зберігання та використання CO₂ (CCUS), водневі технології, а також використання електроенергії з відновлюваних джерел та біомаси; до 2050 року щорічно має уловлюватися з подальшим зберіганням або використанням близько 400 млн т CO₂ і вироблятися 16 млн т водню [14].

За сценарієм «Сталий розвиток» від IEA [14], споживання енергії на виробництво чавуну і сталі до 2050 року скоротиться на 14% порівняно з сьогоdnішнім днем, а частки різних видів палива радикально зміняться. Споживання вугілля скоротиться на 40% до 2050 року, в той час як споживання електроенергії подвоїться; глобально 30% цієї електроенергії (або близько 700 ТВт·год) буде

використовуватися для електролітичного виробництва водню в 2050 році, що вимагатиме будівництва близько 165 ГВт потужності електролізерів.

Оскільки світові потужності з виробництва чавуну і сталі відносно молоді: середній вік доменних печей становить всього близько 13 років, рахуючи з моменту останньої великої реконструкції, в порівнянні з типовим терміном служби в 40 років [14], стратегії роботи з існуючими активами є невід'ємною частиною реалізації сталого переходу в металургійному секторі. На жаль, потенціал декарбонізації чорної металургії за рахунок однієї лише ефективності процесів обмежений, оскільки сучасні процеси виробництва чавуну і сталі вже працюють ефективно на межі своїх термодинамічних можливостей [15, 16]. Інновації відіграють вирішальну роль у сценарії «Сталий розвиток»: технології, які сьогодні перебувають на стадії дослідної експлуатації, забезпечать близько 30% сукупного скорочення викидів і становитимуть близько чверті виробництва первинної сталі в 2050 році. Регіональне впровадження окремих технологій залежить від місцевих витрат на енергію, нормативно-правового контексту та існуючого портфеля активів.

У зоні постійної уваги та вдосконалення перебувають методи прямого твердофазного відновлення залізородної шихти. Вже сьогодні твердофазним відновленням отримують ~144,1 млн т металізованого продукту (крива 2 на Рис. 1.1). Найбільш інтенсивне зростання обсягів виробництва спостерігається в останнє десятиліття. При цьому слід зазначити, що на тлі відсутності зростання світового виробництва сталі в період з 2020 по 2024 рік, за цей же період світове виробництво заліза прямого відновлення зросло на 37% з 105 млн т у 2020 році до 144 млн т у 2024 році.

1.1.2 Первинне виробництво сталі.

Технологічну послідовність отримання якісної сталі, яку широко використовують у світовій практиці, наведено на Рис. 1.2. Остання базується на переробці первинної шихти – залізної руди. Залізна руда піддається серйозній підготовці, що включає дроблення, подрібнення і збагачення, а після - на фабриках агломерації і окомкування з неї отримують залізородну сировину – агломерат і

окатиші для виплавки чавуну в доменній печі. Паралельно для доменної плавки з вугілля на коксохімічних заводах виробляють кокс. У доменній печі технологія дозволяє відновлювати оксиди заліза агломерату і окатишів і виплавляти рідкий розплав заліза з підвищеним вмістом вуглецю (>4%) – чавун. Чавун з добавками металевого брухту рафінують в кисневому конвертері киснем, забезпечуючи низький вміст вуглецю і шкідливих домішок. Остаточне доведення сталі проводять в агрегатах позапічної обробки з отриманням високоякісної сталі.



Рис. 1.2. Класична схема повного циклу виплавляння сталі.

Традиційна схема виплавки сталі «ДП - КК» у порівнянні з іншими схемами отримання сталі є найбільш енергоємною і дає найбільшу інтенсивність емісії парникових газів (Таб. 1.1), значною мірою це компенсується високою продуктивністю традиційної схеми та переробкою первинної шихти з отриманням якісної сталі. У сучасних умовах класична схема металургії повного циклу «ДП - КК» з інтенсивністю викидів 2,32 тСО₂/т сталі в її масштабах опиняється під значним тиском кліматичних норм та економічної доцільності. Нові доменні установки все рідше закладаються, а частина існуючих потужностей виводиться з експлуатації або піддається радикальній реконверсії (в рамках стратегій відмови від вуглецевмісних технологій) [6, 17–19], у зв'язку з цим нарощування киснево-конвертерного

виробництва стримує дефіцит рідкого чавуну та обмежені можливості з переробки холодної металобрухту, найчастіше металевого брухту.

1.1.3 Вторинне виробництво сталі.

Другим за значимістю в світі є технологічний маршрут виплавки сталі «металевий брухт – ДЕСП». Виплавка якісної сталі з вторинної сировини – металевого брухту реалізується за досить простою схемою, наведеною на Рис. 1.3. Металевий брухт сортують, розплавляють та рафінують у дуговій електросталеплавильній печі. Сталь після випуску з ДЕСП обробляють на установках позапічної обробки з метою її доведення та підвищення якості.

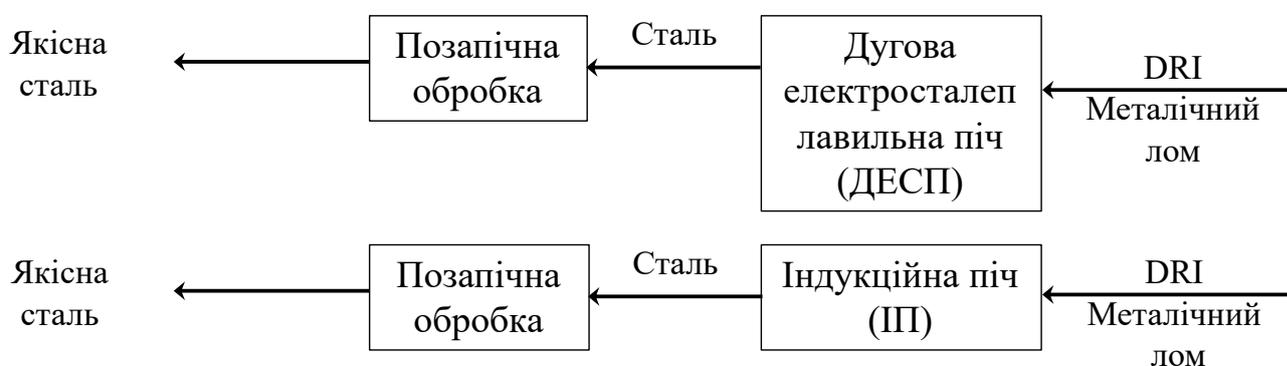


Рис. 1.3. Послідовність отримання якісної сталі з вторинної сировини – металічного лому.

Схема отримала широке поширення через її простоту і необхідність переробки накопиченого металевого брухту. Індукційні печі стають все більш популярними на малих і середніх сталеливарних заводах завдяки простоті експлуатації і гнучкості в плавці сталевих брухту, особливо в країнах з розвивається металургією, таких як Індія [20]. У порівнянні з технологічною послідовністю «ДП - КК» виплавка сталі в ДЕСП з металевих брухту дає в 4 рази менше викидів парникових газів і набуває широкого поширення в світі як варіант «зеленої» металургії [21–24]. Оціночні показники порівняння двох технологій представлені у Таб. 1.2.

Таб. 1.2. Порівняння загальноприйнятих важливих показників технологічного процесу «Доменна піч – кисневий конвертер» (ДП-КК) і плавки в дуговій електросталеплавильній печі (ДЕСП).

№	Показники/Процеси	ДП - КК	ДЕСП
1	Продуктивність	Висока	Достатньо висока
2	Ємність агрегатів	Велика	Достатньо велика
3	Обслуговування та ведення плавки	Достатньо складне	Складне
4	Можливості нагріву шихти та плавлення	Обмежені	Не обмежені
5	Рафінування	Реалізують	Реалізують
6	Розплавлена складова у початковій шихті	Обов'язкова	Не потрібна
7	Втрати металу (винос, випаровування, викиди)	Відносно високі	Відносно високі
8	Можливості тонкого регулювання температури процесу	Не високі	Не високі
9	Перспективи	Проблеми у зв'язку зі скороченням доменного виробництва	Великі

Використання металевго брухту є надзвичайно важливим, проте зростаючий у всіх секторах світової економіки попит на сталь, відсутність брухту стабільної якості за розумною ціною змусили шукати альтернативу брухту для використання у вторинному сталеливарному секторі.

Такою альтернативою стало залізо прямого відновлення – DRI. Продукти твердофазного відновлення в різних формах CDRI, HDRI, HBI або «sponge iron» (губчасте залізо) використовують як металеву шихту для виплавки якісної сталі в дугових електросталеплавильних або індукційних печах (Рис. 1.3). Залізо прямого

відновлення не тільки замінює сталевий брухт як сировину для ДЕСП або ІІ, але і є більш підходящою сировиною для виробництва високоякісної сталі. Залізо прямого відновлення визнано високоякісною, більш дешевою і високочистою сировиною для плавки в усьому світі [25]. У порівнянні з брухтом (сумарний вміст залишкових елементів, таких як Сu, Рb, Sn і Сr, які не можуть бути видалені під час виробництва сталі, варіюється від 0,13% до 0,73%), використання DRI забезпечує стабільність складу і розміру, а також низький вміст залишкових елементів (0,02%). Залізо прямого відновлення, отримане з первинних залізовмісних матеріалів, є відносно чистим матеріалом, який розбавляє забруднення в брухті та покращує якість сталі.

Згідно з прогнозами, технологічний маршрут «DRI–ДЕСП» розглядається як основний напрямок декарбонізації світової металургії до 2050 року. Дослідження показують стійке зростання частки цього процесу у світовому виробництві сталі – від 8% у 2024 році до 25–35% до 2050 року [26–29].

1.2 Технології прямого відновлення заліза.

Все більшого розвитку набувають технології прямого відновлення заліза з первинних матеріалів (крива 2 на Рис. 1.1). Як альтернатива доменному процесу відновлення оксидів заліза з залізної руди, вони (технології) дозволяють знизити викиди CO₂ на 40–70% у порівнянні з доменним виробництвом і легко інтегруються з міні-сталеливарними заводами з електричними дуговими та індукційними печами [30–32]. Пряме відновлення заліза при відносно низькій питомій продуктивності, в порівнянні з доменно-конвертерним циклом, має ряд істотних переваг:

- значно нижчі капітальні витрати;
- менші енерговитрати на тону розливої сталі;
- можливість отримання пористого матеріалу для порошкової металургії;
- невикористання коксу;
- зниження викидів парникових газів.

З початку ХХ століття було розроблено велику кількість процесів відновлення залізних руд як альтернатива доменній печі. Однією з перших розробок, що отримали

патент у 1918 році, був процес тунельної печі Höganaäs для відновлення дрібної руди за допомогою вуглецю. На початку 1930-х років був розроблений процес Круппа-Ренна, в якому залізна руда відновлювалася за допомогою вуглецю як відновника в обертовій печі. У 1932 році у Сьодерфорсе, Швеція, був реалізований процес Віберга з відновлення кускової залізної руди за допомогою газу [33]. У наступні роки було запропоновано безліч варіантів технології прямого відновлення, які за видом відновника можна розділити на три групи: газове, карботермічне та комплексне (Рис. 1.4).

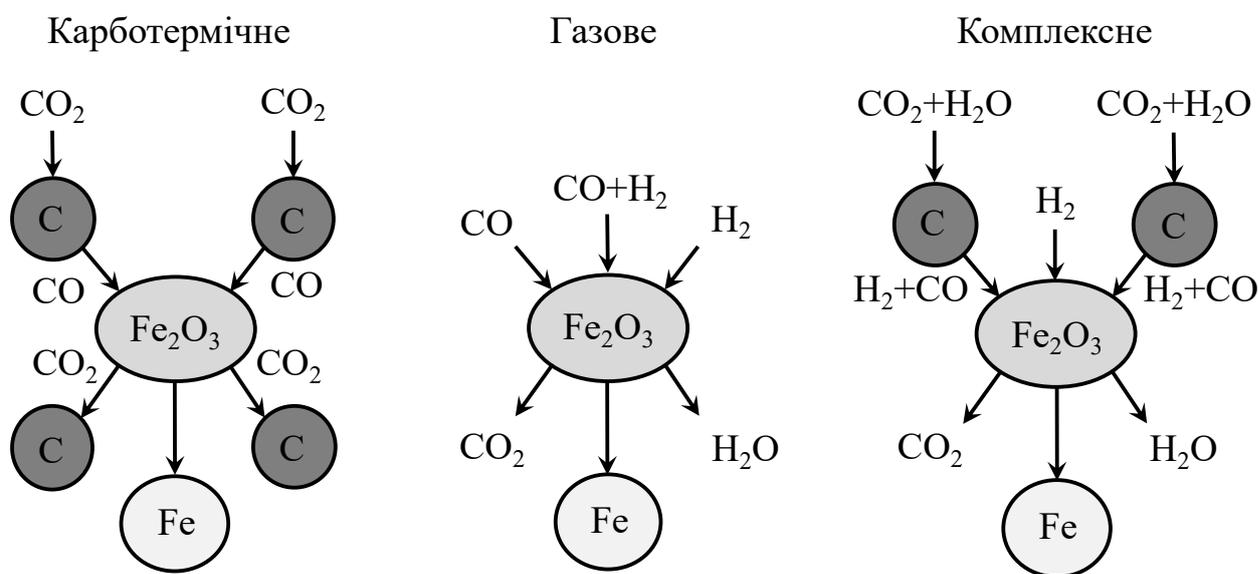


Рис. 1.4. Принципові схеми твердофазного відновлення заліза за видом відновника.

У 2023 році 99,9% заліза прямого відновлення у світі вироблялося за чотирма основними технологіями (Таб. 1.3) [34], при цьому тільки 29,6% було вироблено карботермічним способом у обертових рудно-відновлювальних печах, решта 70,2% заліза прямого відновлення були вироблені в шахтних печах з щільним шаром і газоподібним відновником.

Таб. 1.3. Розподіл світового виробництва заліза прямого відновлення по за технологією.

	2023
Midrex	55,8%
HуL III/Energiron	12,2%

Pered	2,3%
Обертові рудно-відновлювальні печі	29,6%
Інші	0,1%

1.2.1 Карботермічні технології прямого відновлення заліза.

У процесах карботермічного твердофазного (прямого) відновлення в якості відновника використовується некоксівне вугілля. У цих процесах оксиди заліза разом з твердим відновником (некоксівним вугіллям) завантажуються в реактор. Утворення відновного газу (в основному CO) відбувається в реакторі відновлення, і продукт необхідно відокремлювати від надлишкового відновника, золи та/або матеріалів, що поглинають сірку (вапно, доломіт), за допомогою магнітної сепарації після розвантаження при низькій температурі, що ускладнює обробку продукту. Через присутність цих речовин в DRI гаряче брикетування і гаряча подача неможливі для процесу на основі вугілля. Магнітний сепаратор також не працює при високих температурах для відділення DRI. Процеси DR на основі вугілля, такі як SL/RN (1970), ACCAR (1973), KRUPP (1973), CODIR і TDR (1975), що використовують обертову піч як реактор і вугілля як відновник, були розроблені в усьому світі. Індія, завдяки своїм великим запасам некоксівне вугілля, проявила великий інтерес до впровадження цих технологій, використовуючи таке вугілля як дешеве джерело енергії для найбільшого виробництва DRI в світі [3]. Ці процеси дуже чутливі до типів використовуваної сировини. Нижче наведено процеси на основі вугілля:

Процеси на основі обертової печі: SL/RN, CODIR, ACCAR, DRC, TDR, SIIL, OSIL, Jindal;

Процеси на основі шахтних печей: Kinglor, Metor, NML, Vertical Retort;

Процеси на основі ротаційних печей (RHF): INMETCO, FASTMET, Comet.

В Індії, Ірані та інших країнах з металургією, що розвивається, ускладненим доступом до коксового вугілля та природного газу набули широкого поширення технології твердофазного відновлення вугіллям в обертових печах [35–39]. Отримана металізована губка (sponge) переплавляється в сталь в електродугових та індукційних

печах. Таким способом у 2023 році було вироблено 29,6% світового виробництва заліза прямого відновлення (Рис. 1.5)

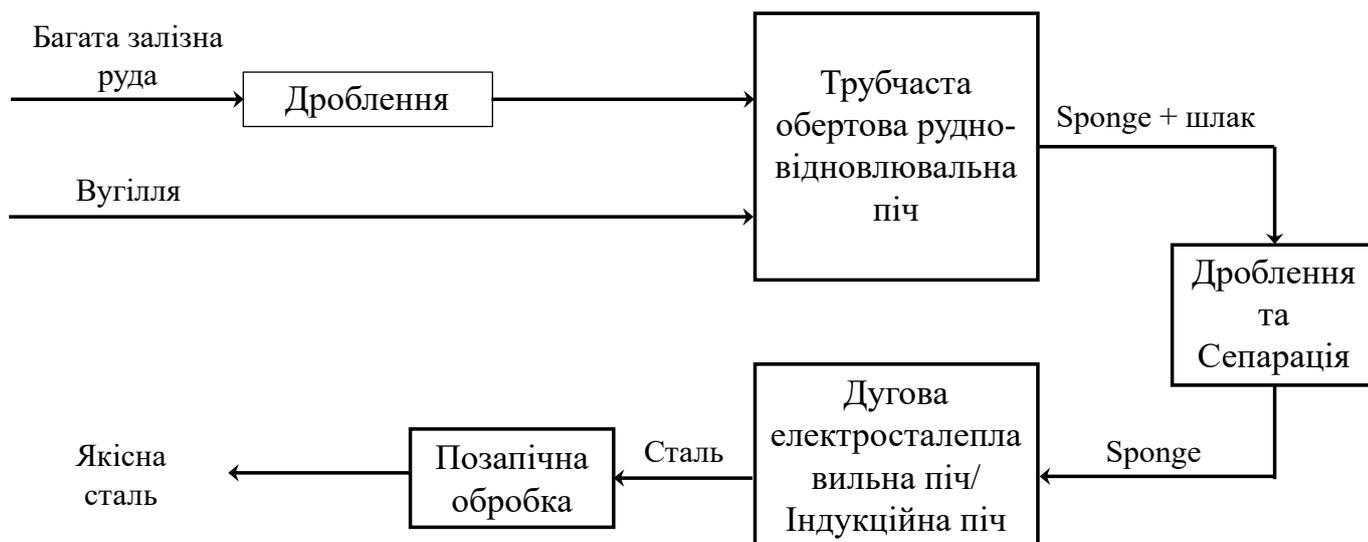


Рис. 1.5. Послідовність отримання якісної сталі з багатих руд методом прямого відновлення.

У трубчастій обертовій рудно-відновлювальній печі в якості шихти використовують підготовлену залізну руду, бажано з більш високим вмістом оксидів заліза, яку змішують з відновником (найчастіше некоксівне вугілля, рідше інші вуглецевмісні матеріали). Джерелом теплоти (теплоносієм), що забезпечує проведення відновлювальних процесів, є продукти спалювання газоподібного або рідкого палива [38]. Питома продуктивність обертових печей об'ємом понад 250 м³ складає 0,5–0,9 т/м³ на добу або у 3,8-4,4 рази нижче за продуктивність сучасних доменних печей (2,2-3,5 т/м³ на добу) [38, 40, 41].

Для проведення рудно-відновлювального процесу у шарі що пересипається при обертанні використовують руду фракційного складу 5-20 мм і вугілля розміром не більше 20 мм. Відновлення оксидів заліза руди відбувається у шарі що пересипається при температурах не вище 1000-1100°C. Низька ефективність поверхневої тепловіддачі між газом і рухомим, шаром твердої шихти що пересипається призводить до необхідності експлуатації печей довжиною 30-50 м і більше. При цьому виникають проблеми з рівномірним змішуванням руди і вугілля та регулюванням температури в досить вузькому інтервалі по всій довжині печі [42]. Для підтримки відновної

атмосфери в печі при наявності окислювального факела і сегрегації шихти потрібен великий надлишок відновника, що в 1,5–2,5 рази перевищує стехіометричну витрату на відновлення [43, 44].

Отриманий продукт процесу твердофазного відновлення в обертовій рудно-відновлювальній печі - губчасте залізо (sponge). Вміст вуглецю в губці (sponge) зазвичай менше 1,0%. Істотний недолік відновлювальних процесів в обертових печах - високий вміст сірки і фосфору, які переходять з руди і вугілля в кінцевий продукт - sponge. Губку після охолодження піддають дробленню, грохоченню і розсіву, гравітаційному збагаченню і магнітній сепарації. Далі, підготовлена таким чином металізована губка переплавляється в ДЕСП або індукційній печі. Індукційна піч широко застосовується для розплавлення металів на машинобудівних і все частіше на міні-сталеливарних заводах [20].

Така схема проста, не вимагає великих капітальних витрат, дозволяє використовувати широкий спектр вуглецевмісних матеріалів і вугілля, базується на використанні первинної шихти з мінімальною підготовкою залізної руди для ведення процесу. Основні переваги процесів на основі вугілля такі:

- не вимагають високоякісного вугілля, яке важкодоступне;
- використовують некоксівне вугілля;
- можливе встановлення модулів з меншою потужністю для роботи в малих масштабах;
- легко встановити в місцях, де є невеликі запаси вугілля і залізної руди.

Недоліки процесів на основі вугілля такі:

- менша економічна ефективність при малому масштабі;
- високе енергоспоживання (16,0–21,0 ГДж/т);
- низький вміст вуглецю в продукті (<1,0%);
- низька продуктивність (0,5–0,9 т/м³ на добу);
- гаряча подача в сталеплавильну піч і гаряче брикетування неможливі через наявність залишкового вугілля і золи в продукті (DRI).

1.2.2 Технології газового твердофазного відновлення.

У 2023 році приблизно 70% всього світового виробництва заліза прямого відновлення припало на технології, в основі яких лежить процес газового відновлення кускових залізорудних матеріалів або рудних окатишів (брикетів) в шахтних печах з щільним шаром. Відновлення кускових руд і рудних окатишів (брикетів) проводять гарячими відновлювальними газами CO або H₂, або CO+H₂, які одночасно є високотемпературними нагрівачами, що забезпечують необхідні температури для проведення відновлювальних процесів. Зовнішні підводи теплоти і відновника задають теплові потоки і потоки відновника від периферії до центру відновлюваного шматка і окатишу (брикету). Хід процесу визначає температура, склад газу, розмір і пористість шматка або окатишу (брикету). Процеси характеризуються невисокими швидкостями і продуктивністю, високими енергетичними витратами при відносно невисокому ступені відновлення.

Не ставлячи завдання детального розгляду фундаментальних основ тепло- і масо-обмінних процесів при відновленні залізорудної сировини, для порівняння далі охарактеризуємо головні особливості та умови відновлення у відомих способах. Відводячи на другий план менш важливі за впливом параметри, безперечно, визначальними для процесу відновлення є температура процесу, відновник і сировина. Інтервали температур, при яких ведуть процес відновлення, складають 800–1100°C. Нижню межу задають кінетичні умови ведення процесу, а верхню обмежує недопущення утворення рідких фаз. Ефективність відновлення оцінюють як за кількістю відновленого заліза, так і за виходом газів CO₂ і H₂O.

Кінетичні умови відновлення кускових руд і залізорудних окатишів (брикетів) визначаються розмірами шматків і окатишів (брикетів) та їх газопроникністю, і, звичайно, температурним потенціалом процесу. Прийнято вважати, що швидкість процесу відновлення обмежується дифузією відновника всередину шматка або окатиша (брикету). Чим більший розмір матеріалу, тим складніше проникати всередину газу відновнику, і тим сильніше проявляється внутрішній дифузійний опір. У міру нагрівання шматка руди або окатиша (брикету) від поверхні всередину і підведення відновного газу, пошарово вглиб переміщаються відновні процеси. І якщо

на поверхні можуть формуватися відновлені частинки заліза, то в глибині накопичується оксид FeO, а в центрі можуть знаходитися оксиди Fe₂O₃ і Fe₃O₄. На початковому періоді відновлення градієнт температури і відновника на поверхні окатиша і в центрі досить високий і знижується в міру просування зони реакції відновлення від поверхні до центру.

Шматки або окатиші залізної руди відновлюються в твердому стані, а кисень з оксиду заліза видаляється за допомогою газоподібного відновника. Як джерело відновного газу найчастіше використовується реформування природного газу (H₂+CO) або процес газифікації вугілля (CO або H₂+CO). Реформування природного газу проводять при температурі 950°C в присутності каталізаторів (Ni або Al₂O₃) з утворенням відновлювальних газів CO і H₂. У разі газифікації вугілля, процес проводять в окремому газифікаторі шляхом спалювання вугілля з надлишком кисню або в атмосфері водяної пари. Відновні газу H₂, CO або суміш H₂ і CO вводяться в реактор при підвищених температурах [до 1000-1100°C] і тиску (до 5 бар) [45]. Якщо у відновлювальному газі присутній CH₄, це призводить до науглецювання відновленого продукту [46].

Процеси, засновані на газовому відновленні, обмежені районами, де природний газ доступний у достатку за розумною ціною. Комерційно доступні процеси, в яких в якості відновників використовується реформований природний газ, - це Midrex (1969) і HyL (II - 1957, III - 1980). Нижче перераховані процеси на основі газу:

Процеси в реторті: HyL I, Hогanas;

Процеси в шахтній печі: Midrex, HyL III, Plasmared, Armco, Purofer, NSC, HyL IV;

Процеси в киплячому шарі: FIOR, Finmet, Circored.

Обговорювані процеси мають як переваги, так і недоліки. Процеси на основі газу мають такі переваги:

- висока продуктивність
- низьке енергоспоживання (10,5–14,5 ГДж/т)
- високий вміст вуглецю в продукті (>1,0%).

Процеси на основі газу мають явні переваги перед процесами на основі вугілля:

- менші капітальні витрати: капітальні витрати на тонну встановленої потужності у випадку заводів на основі вугілля в 1,8–2 рази вищі, ніж у заводів на основі газу;
- висока продуктивність: пропускна здатність установок з виробництва DRI на основі газу набагато вища, ніж у установок на основі вугілля. Продуктивність установок, що працюють на газі, може досягати 11 т/м³ на добу в порівнянні з лише 0,5–0,9 т/м³ на добу для заводів, що працюють на вугіллі;
- краща якість: якість виробленого DRI з точки зору металізації та вмісту вуглецю також вища для установок, що працюють на газі;
- енергоефективність: за останні роки процеси на основі газу значно вдосконалилися і стали високо енергоефективними;
- краща експлуатаційна готовність установок: процеси на основі газу в даний час високо стандартизовані і широко застосовуються;

Незважаючи на ряд переваг, відновлення кускових руд і залізорудних окатишів (брикетів) газами має істотні недоліки:

- необхідність додаткового обладнання та додаткової витрати палива для зовнішнього нагрівання потоку газу-відновника;
- низька ефективність використання газу в шахті реактора як в якості відновника, так і в якості теплоносія (нагрівача);
- висока чутливість процесу до хімічного складу та фізичних властивостей використовуваних шихтових матеріалів.

Промислові виробничі потужності окремих модулів у різних технологіях відновлення залізної руди різняться в широких межах. Доменні печі мають продуктивність від 250 тис т гарячого металу до 5,3 млн т гарячого металу на рік. Такий високий рівень виробництва не досягається жодним з інших процесів прямого відновлення. Процеси прямого відновлення в шахтних печах на основі газу Midrex і НуL III досягають продуктивності 2,5 млн т DRI/рік, за ними слідує процес плавлення Corex/Finex (1,5 млн т), інші процеси мають агрегати з одиничною продуктивністю менше 0,55 млн т DRI/рік. [33]. Маючи, в порівнянні з доменними

печами, величезний потенціал у підвищенні енергоефективності та зниженні викидів парникових газів аж до нульового значення, технології прямого відновлення заліза, як і раніше, стикаються з проблемою підвищення одиничної потужності агрегатів прямого отримання заліза.

1.2.3 Сировина для твердофазного відновлення.

Окатиші та брикети – підготовлена шихта для металургійних процесів знайшли і знаходять найширше поширення. Їх використовують у шихті доменної плавки, а для більшості технологій прямого отримання заліза рудні окатиші (брикети) є основним шихтовим матеріалом. В окрему групу можна виділити рудно-вугільні окатиші (брикети). Їх ще називають само-відновлювальними через присутність в шихті вугілля-відновника. Приваблива присутність в шихті вугілля не вирішує інше важливе завдання – джерела теплоти для процесу твердофазного відновлення. Рудно-вугільні окатиші (брикети) застосовують як шихтові матеріали в дуговій електросталеплавильній печі, йдуть на підшихтовування конвертерної плавки, відомі приклади виготовлення з них металізованого агломерату, використовують в печах твердофазного відновлення з обертовим подом.

Що об'єднує або в чому істотні відмінності розглянутих вище окатишів (брикетів)? Звичайно, їх об'єднує мета – отримання заліза шляхом твердофазного відновлення. У всіх окатишах (брикетах) відновлюваним матеріалом є підготовлений залізорудний концентрат з вмістом оксидів заліза не менше 92-94%. Відновником є монооксид вуглецю (CO), водень (H₂) або суміші цих газів (CO+H₂), хоча ця спільність приховує в собі і суттєві відмінності, систематизовані та наведені у Таб. 1.4.

Таб. 1.4. Порівняльна характеристика процесів твердофазного відновлення для різних типів окатишів (брикетів).

	Рудний окатиш (брикет)	Суміш кускової руди та вугілля	Рудно-вугільний окатиш (брикет)
--	------------------------	--------------------------------	---------------------------------

Склад			
Рудна складова	+	+	+
Вугілля	-	+	+
Металева складова	-	-	-
Використання Індукційної печі	-	-	-
Відновник	CO, H ₂ , CO+H ₂ , зовнішній	C, зовнішній	C, внутрішній
Теплоносій	Зовнішній	Зовнішній	Зовнішній
Тип відновлювального процесу	Шаровий	Шаровий	Фронтально- шаровий
Визначальні параметри процесу	Температура, склад газу, розмір окатишу (брикету)	Розмір шматків, температура	Температура, розмір окатишу (брикету)
Гرادієнт температури	+	+	+
Градієнт відновника	+	+	-
Теплові потоки	Від периферії до центру	Від периферії до центру	Від периферії до центру
Потоки відновника	Від периферії до центру	Від периферії до центру	В об'ємі окатишу (брикету)
Швидкість відновлення	Не висока	Не висока	Не висока
Ступінь відновлення	Відносно невисока	Відносно невисока	Достатньо висока
Енерговитрати	Високі	Високі	Високі

Найбільші відмінності (Таб. 1.4), пов'язані з організацією нагрівання і підведенням теплоти в рудному і рудно-вугільному окатиші (брикеті). При

твердофазному відновленні рудного окатишу (брикету) носієм теплоти служить нагрітий газ-відновник, який і нагріває, і відновлює оксиди заліза. Перенесення теплоти і нагрівання реалізуються від поверхні окатишу (брикету) до центру. Підведення відновника до місця відновлювальних реакцій і твердофазне відновлення проходить пошарово від поверхні окатишу (брикету) до його центру (виражений фронтально-шаровий механізм), а втрата маси рудного окатишу (брикету) в процесі пов'язана виключно з видаленням кисню з оксидів руди окатишу (брикету). При відновленні газами-відновниками, в даному випадку, монооксидом вуглецю, газифікацію проводять за межами установок твердофазного відновлення і контакт оксидів заліза з твердим вуглецем вугілля відсутній.

При відновленні кускової руди в суміші з вугіллям зовнішнє джерело теплоти забезпечує необхідні температури процесів. Газифікація нагрітих шматків вугілля супроводжується виділенням монооксиду вуглецю, який, обтікаючи шматки руди, відновлює їх поверхневі шари. У міру нагрівання і проникнення монооксиду вуглецю вглиб шматка рудного матеріалу, проходить пошарове відновлення оксидів заліза в шматку, поступово зменшуючи тепловий потік і відновний градієнт. При цьому шматки вугілля витрачаються при газифікації, безперервно зменшуючись в розмірах, а склад шматків руди зазнає змін свого складу у зв'язку з видаленням кисню з оксидів руди.

У випадку рудно-вугільних окатишів (брикетів) реалізується так зване пряме відновлення в присутності частинок вугілля, хоча загально прийнято, що і в цьому випадку відновлення відбувається монооксидом вуглецю через реакцію газифікації вугілля. Газифікація частинок вугілля проходить у всьому об'ємі, оскільки ці частинки умовно рівномірно розподілені в рудно-вугільному окатиші (брикеті). Утворений монооксид вуглецю обтікає частинки оксиду заліза розміром до 1-2 мм, що створює умови для їх інтенсивного відновлення з урахуванням специфіки підведення теплоти від периферії до центру в рудно-вугільних окатишах (брикетах). Втрата маси окатишу (брикету) відбувається як за рахунок видалення продуктів реакції відновлення, так і за рахунок витрачання вугілля на газифікацію.

Перш за все слід зазначити, що температурний градієнт всередині відновлюваних окатишів (брикетів) і шматків руди разом зі швидкістю дифузії відновника від поверхні до центру впливає на швидкість відновлення рудних матеріалів. У рудно-вугільних окатишах (брикетах) хоч і організовано присутність відновника всередині окатишу (брикету), все ж нагрівання внутрішніх шарів ускладнене і процес відновлення буде залежати від розподілу температури всередині такого окатишу (брикету). При цьому слід враховувати, що ендотермічний характер реакції газифікації вуглецю в рудно-вугільному окатиші робить швидкість відновлення такого матеріалу прямо залежною від швидкості прогріву внутрішніх шарів окатишу (брикету). При нагріванні окатишу (брикету) в потоці нагрітого газу ефективність такого процесу буде значною мірою обмежена температурою плавлення відновлюваних матеріалів.

Прогрес технологічних рішень у сфері виробництва заліза прямого відновлення на сьогоднішній день, маючи високі показники ефективності та економічності нарівні з високими можливостями щодо зниження викидів парникових газів у порівнянні з традиційним доменним процесом відновлення оксидів залізної руди, спрямований сьогодні насамперед на підвищення інтенсивності процесу та збільшення одиничної потужності відновлювального відновного агрегату. Окрема увага спрямована на підвищення частки водню в металургійних процесах з метою зниження викидів парникових газів шляхом заміщення вуглецевмісних енергоносіїв.

Для досягнення максимальної інтенсивності процесу прямого відновлення питання збільшення швидкості дифузії відновника, так само як і нагрівання від поверхні вглиб відновлюваного матеріалу (окатиш, брикет або кускова руда) повинні бути вирішені. Рішення для покриття теплового дефіциту ендотермічних реакцій за участю водню в металургійних процесах без додаткових викидів парникових газів також має бути знайдено.

У роботі запропоновано нові технологічні рішення для нагрівання та відновлення первинної залізвмісної шихти, описані та експериментально випробувані нові залізо-рудно-вугільні брикети для прямого відновлення, що відрізняються тим, що в своєму складі містять металізовану шихту, яка забезпечує

інтенсивний нагрів брикету в умовах впливу змінного електромагнітного поля індукційної печі. Розглянуто та описано нову технологію виробництва високоякісної сталі з використанням індукційної печі – як єдиного універсального металургійного агрегату для нагрівання та відновлення залізо-рудно-вугільних окатишів з подальшим розплавленням свіжевідновленого заліза та виплавки сталі.

Висновки по розділу 1.

1. Проведений аналіз тенденцій світової металургії підтвердив стійке зростання виробництва сталі на тлі глобального економічного розвитку, при цьому основне збільшення обсягів пов'язане з активізацією промислового сектора країн Азії — в першу чергу Китаю та Індії.
2. Сучасна металургія залишається одним з найбільш енергоємних і емісійних секторів промисловості: на частку сталеплавильного виробництва припадає близько 7% глобальних викидів CO₂. Сценарії сталого розвитку, запропоновані IEA та IPCC, вимагають до 2050 року зниження питомих викидів до 0,6 т CO₂ на тону нерафінованої сталі, що можливо лише за умови технологічної трансформації галузі.
3. Аналіз існуючих технологічних маршрутів показав, що класична схема повного циклу «ДП–КК» залишається домінуючою (понад 70% світового виробництва) і відносно молодою (середній вік доменних печей становить 13 років при середньому терміні експлуатації 40 років), проте відчуває все більший тиск з боку кліматичних обмежень.
4. Технологічна послідовність «лом - ДЕСП» характеризується в чотири рази меншими викидами парникових газів і високою енергоефективністю, проте її розвиток обмежений нестачею вторинної сировини стабільної якості, що визначає зростання інтересу до використання заліза прямого відновлення (DRI). Технологічний маршрут «DRI–ДЕСП» вже сьогодні демонструє найбільший потенціал декарбонізації сталеплавильного виробництва, забезпечуючи зниження викидів CO₂ на 40–70% порівняно з доменним процесом і перспективу збільшення своєї частки з 8% у 2023 році до 25–35% світового виробництва сталі до 2050 року.
5. Проаналізовано сучасні технологічні схеми прямого відновлення заліза — газові, карботермічні та комбіновані. Встановлено, що на газові процеси припадає понад 70% світового обсягу виробництва DRI; вони забезпечують вищу якість і продуктивність, але обмежені доступністю природного газу.

6. Карботермічні процеси (на основі вугілля) широко застосовуються в країнах з обмеженим доступом до природного газу — в першу чергу в Індії та Ірані; вони прості в реалізації і вимагають менших капітальних витрат, проте характеризуються високою енергоємністю, низькою продуктивністю і високими CO₂-емісіями.
7. Розглянуто основні сировинні матеріали процесів прямого відновлення заліза, а також зроблено висновок про перспективи розробки методів процесів прямого отримання заліза і підвищення частки водню в металургійних процесах.

РОЗДІЛ 2. НОВІ ПРИНЦИПИ ТА РІШЕННЯ ОРГАНІЗАЦІЇ ТВЕРДОФАЗНОГО ВІДНОВЛЕННЯ В ІНДУКЦІЙНІЙ ПЕЧІ.

Беззастережно вважають, що індукційна піч настільки поступається в продуктивності сучасним технологічним лініям виплавки сталі з кисневим конвертером і дуговою електросталеплавильною піччю, що її в цілому не розглядають серед основних агрегатів для виробництва сталі. Відносно мала ємність індукційної печі і тривала плавка – причини низької продуктивності.

Завдяки високим енергетичним характеристикам індукційні печі знайшли широке застосування переважно в ливарних цехах машинобудівних підприємств. У таких умовах вони використовуються для отримання рідкого металу, необхідного для процесів лиття, а також для переплавлення металевого брухту. При цьому в індукційних печах здійснюють переробку не лише залізовмісних матеріалів, але й кольорових металів та їх сплавів. Узагальнену порівняльну характеристику індукційної печі та дугової електросталеплавильної печі наведено в Таб. 2.1.

Таб. 2.1. Порівняння основних показників ДЕСП та Індукційної печі [47].

Показник	ДЕСП	Індукційна піч
Операційні витрати:		
- електроенергія	500 кВт годин/т	540 кВт годин/т
- вогнетриви	4 кг/т	3,5 кг/т
- електроди	2,5 кг/т	ні
- кисень	15 нм ³ /т	ні
- шлакоутворювальні	25 кг/т	ні
Плавлення:		
- втрати металу	7–10%	1–2%
Металургійні операції:		
- декарбонізація	Киснева продувка та реакції зі шлаком	Обмежено відсутністю вільного робочого
- десульфурація		
- дефосфорація		

		простору та зносом футерування
Вплив на навколишнє середовище:		
- пил	5–10 кг/т	приблизно 1 кг/т
- шум	90–120 дБ	83–85 дБ
- шлак	60–70 кг/т	10–15 кг/т
Навантаження на електричну мережу:	- високе навантаження - коливання напруги	- низьке навантаження - відсутність коливань напруги

Аналіз промислового досвіду дозволяє виокремити низку факторів, що обмежують застосування індукційних печей у великотоннажному виробництві сталі. До основних з них належать відносно невелика місткість агрегатів, підвищена тривалість плавильного циклу, обмежені можливості проведення рафінування металу безпосередньо в об'ємі індукційної печі, а також недостатня довговічність футеровки. Сукупність зазначених чинників зумовлює стримане використання індукційних печей у масовому сталеплавильному виробництві, хоча за сучасного рівня розвитку технологій ці обмеження розглядаються як такі, що потенційно можуть бути усунуті. [47]. Відомі приклади невеликих заводів (наприклад, в Індії) з відносно малими індукційними печами, які виплавляють сталь, переплавляючи металевий брухт і губчасте залізо твердофазного відновлення з отриманням в подальшому сортового прокату [48, 49]. По-різному можна оцінювати таке сталеплавильне виробництво, але заглядаючи в недалеке майбутнє, з точки зору автора така схема заслуговує на розгляд насамперед виходячи з концепції виплавки сталі на малих металургійних заводах.

За даними наведеними у звіті [50] виплавка сталі в індукційних печах за десять років з 2009 по 2019 рік зросла на 104% і склала 2% всієї світової виплавки сталі (18 млн т). Сьогодні вже працюють індукційні печі ємністю 30–35 т, і зі збільшенням потужності індукційного нагріву цілком ймовірно будуть використовуватися і більш великотоннажні печі. Підтвердженням цього є інформація про запуск 65-тонної

індукційної печі [51]. Що стосується тривалості плавлення, то вдосконалення обладнання та технологій, нові технічні рішення зроблять скорочення тривалості плавлення питанням часу і цілком очікуваним (як це сталося досить швидко при виплавці сталі в дугових електросталеплавильних печах).

Обмежені можливості проведення рафінування розплаву безпосередньо в індукційній печі, на відміну від процесів, що реалізуються в кисневих конвертерах та дугових електросталеплавильних печах, традиційно розглядаються як один із суттєвих недоліків цього агрегату. Водночас широке впровадження сучасних методів позапічної обробки сталі значною мірою компенсує зазначене обмеження. Це підтверджується, зокрема, результатами, отриманими на установках вакуумної індукційної плавки та інших технологічних схемах із використанням індукційних печей, які забезпечують виплавку металів і сплавів високої якості.

Невисока стійкість футеровки індукційної печі, на наш погляд, цілком вирішувана інженерна задача, яка знайде рішення в міру збільшення числа індукційних печей, зайнятих в масовому виробництві сталі і нарощуванні обсягів виплавки сталі.

Окремо доречно підкреслити, що плавка в індукційній печі не вимагає рідкого чавуну, який є основною складовою шихти киснево-конвертерного процесу.

У роботі розглянуто альтернативний технологічний ланцюг виплавки сталі, що базується на застосуванні індукційної печі. Запропонований підхід передбачає відмову від використання доменної печі, а також виключає застосування коксу та пов'язаного з ним коксохімічного виробництва. Крім того, у межах зазначеної схеми не передбачається залучення киснево-конвертерних агрегатів або дугових електросталеплавильних печей (Рис. 2.1).

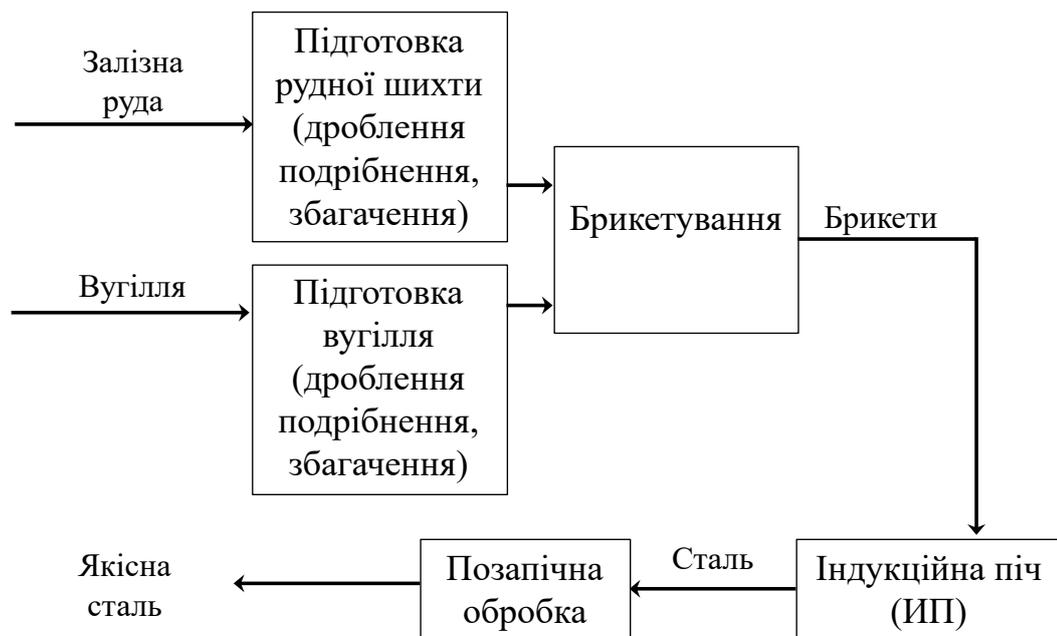


Рис. 2.1. Схема отримання якісної сталі з використанням індукційної печі у технологічній послідовності.

Ключовою особливістю запропонованого підходу є використання індукційної печі як комбінованого металургійного агрегату, що поєднує функції установки для твердофазного відновлення та плавлення продуктів такого відновлення. Процес твердофазного відновлення може здійснюватися із застосуванням вуглецю, комбінованого використання вуглецю та водню або виключно водню. У разі реалізації водневої схеми створюються передумови для впровадження концепції низьковуглецевої («зеленої») металургії. За таких умов індукційна піч може розглядатися як базовий технологічний агрегат у схемах виплавки сталі.

Узагальнюючи наведені переваги застосування індукційної печі, доцільно виокремити такі положення:

- можливість використання первинної рудної шихти (залізної, марганцевої, хромової руди та вугілля);
- реалізація ефективного твердофазного відновлення з високими показниками продуктивності та ступеня відновлення;
- можливість нагрівання всієї шихти одночасно в об'ємі тигля;
- не використовується кокс;

- в одному агрегаті проводиться як твердофазне відновлення, так і отримання розплавленого продукту;
- можлива реалізація концепції «зеленої» металургії;
- малий угар легуючих елементів і заліза;
- можливість тонкого регулювання температури при веденні процесів;
- відсутність графітових електродів і високотемпературних локальних зон;
- перспективи більш широкого застосування індукційного нагріву для високоякісної металургії.

Індукційна піч може розглядатися як універсальний агрегат для міні металургійних заводів.

Загальновідома конструкція індукційної тигельної печі дозволяє реалізувати послідовно твердофазне відновлення і подальше розплавлення свіжевідновленого заліза, що, як зазначалося вище, є важливою перевагою розробленого способу.

2.1 Опис конструкції та роботи індукційної тигельної печі.

Явище нагрівання металевих тіл в змінному магнітному полі було встановлено ще в період фундаментальних досліджень М. Фарадея в області електромагнітної індукції. Металеві провідники, поміщені в магнітне поле, що змінюється в часі, відчують виникнення замкнутих індукційних струмів, які отримали назву струми Фуко (або вихрові струми) — на честь дослідника, який вперше дав їх опис. Рух даних струмів всередині провідника супроводжується дисипацією енергії зовнішнього електромагнітного поля у формі джоулевої теплоти, що призводить до нагрівання самого металу.

Застосування вихрових струмів для цілей нагрівання і плавлення металевих матеріалів сформувався на початку ХХ століття і стало основою функціонування індукційних нагрівальних установок і плавильних печей. Серед них особливе місце займають індукційні тигельні печі, які отримали широке поширення в ливарному виробництві, особливо при виплавці чавуну і сталі в умовах малогабаритного лиття.

Сучасна промисловість випускає індукційні печі різних діапазонів частот: високочастотні (100–200 кГц), середньої частоти (500–1000 Гц) і промислової частоти

(50 Гц). На Рис. 2.2 наведено схему індукційної тигельної печі для розплавлення металічного лому.

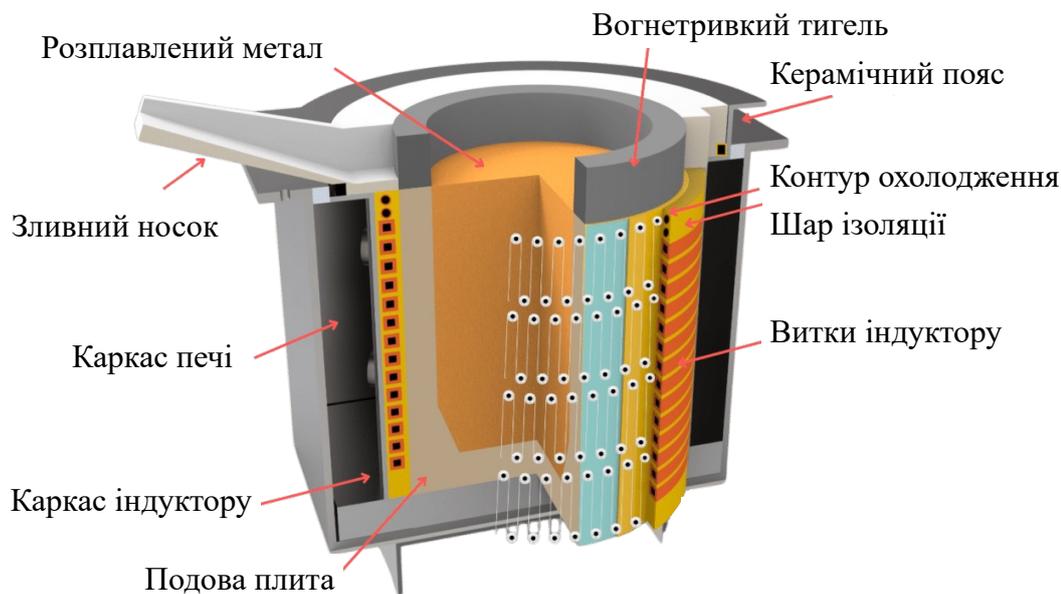


Рис. 2.2. Схема індукційної тигельної печі [48].

Основними конструктивними елементами індукційної тигельної печі є індуктор, тигель з футеровкою, каркас печі, механізм нахилу, а також електротехнічне обладнання, що забезпечує її функціонування.

Індуктор являє собою порожнистий циліндр, стінки якого сформовані спіралью намотаними мідними трубками. По цих трубках протікає змінний електричний струм, що утворює електромагнітне поле, тоді як всередині них циркулює охолоджуюча вода, що запобігає перегріву індуктора під час роботи. Для забезпечення механічної міцності і жорсткості конструкцію витків фіксують з використанням вертикальних стояків або стяжок. Щоб уникнути електричного пробоя, витки покриваються ізоляційним матеріалом; в ряді випадків застосовується монолітна ізоляція, як показано на Рис. 2.2. З зовнішнього боку до індуктора через ізоляційні прокладки притискаються пакети магнітопроводу, які забезпечують його фіксацію в каркасі печі і покращують розподіл магнітного поля. Внутрішня поверхня індуктора також покривається ізоляцією, а сам індуктор служить опорною конструкцією для бічної футеровки тигля.

Футеровка включає підкову плиту, елементи верхньої частини печі з формуванням зливного носка, а також футеровку тигля. Підкову плиту зазвичай виконують з шамотних блоків або жаростійкого бетону. Футеровка тигля, як правило, є набивною, проте в печах великої місткості вона викладається з вогнетривкої цегли. Набивна футеровка при першій плавці спікається і утворює монолітну структуру. У той же час верхня частина тигля і зливний носок не піддаються спіканню через постійний контакт з розплавленим металом, тому вони виготовляються з фасонних вогнетривких виробів.

Після завершення плавлення розплавлений метал видаляється через зливний носок шляхом нахилу печі, який здійснюється за допомогою механізму нахилу.

Електрообладнання індукційної печі забезпечує подачу живлення на індуктор, а його конфігурація визначається робочою частотою печі. Для виплавки сталі та чавуну застосовуються великогабаритні тигельні печі промислової частоти, що підключаються безпосередньо до електричної мережі через ступінчастий понижуючий трансформатор з вторинною напругою 100-1000 В. У таких печах відсутня необхідність у додатковому обладнанні для перетворення частоти, завдяки чому досягається більш високий коефіцієнт потужності і на 5–10% знижене питоме енергоспоживання. Середні питомі витрати електроенергії становлять близько 550 кВт год/т для чавуну і 730 кВт год/т для сталі [52].

Індукційні печі середньої та високої частоти живляться від лампових або машинних генераторів, а також від тиристорних перетворювачів частоти. Лампові генератори застосовуються переважно в малих печах місткістю менше 30-50 кг і здатні генерувати струми з частотою від 30 кГц до декількох мегагерц при потужності 0,3-1000 кВт. Печі промислового призначення з об'ємом тигля 60-100 кг і більше в основному працюють від машинних генераторів потужністю 12-2500 кВт, що виробляють змінний струм частотою 0,5; 1,0; 2,4; 4,0; 8 і 10 кГц. В останні роки все ширше впроваджуються тиристорні перетворювачі частоти потужністю до 3200 кВт, що генерують змінний струм в діапазоні 0,5–10 кГц.

У всіх типах індукційних печей використовуються конденсаторні батареї, що компенсують реактивний опір індуктора і підтримують коефіцієнт потужності на

рівні $\cos\varphi = 0,92-0,95$. При збільшенні робочої частоти печі необхідна ємність конденсаторних батареї зменшується, проте зростають реактивні струми, посилюється нагрів конденсаторів і збільшуються тепловтрати на їх водяне охолодження [53]. До складу електрообладнання печі також входять контрольно-вимірювальні прилади, системи управління теплотехнічними режимами та засоби автоматизації.

Інтенсивність індукційного нагрівання визначається сукупністю факторів, серед яких ключовими є:

- частота змінного магнітного поля;
- потужність магнітної індукції;
- магнітні характеристики матеріалу, що нагрівається;
- геометричні параметри фрагментів, що нагріваються.

Вихідною металевою шихтою для тигельних індукційних печей служать сталевий брухт, відходи ливарного виробництва, включаючи чавунний брухт. В останні роки все ширше застосовується залізо прямого відновлення — DRI/HBI, частка якого в шихті може досягати 0,7–0,8 об'єму тигля. Завантаження матеріалів в піч здійснюється зверху з використанням совкових машин або вантажопідійомних кранів.

Процес виплавки в індукційній тигельній печі являє собою переплавлення металевих брухту з введенням необхідних легуючих добавок у вигляді феросплавів. Правильний підбір шихти за габаритами і її ущільнене укладання в тиглі сприяють прискореному нагріванню і плавленню. У міру розплавлення початкових порцій металошихти і зменшення їх об'єму відсутня частина завантажується додатково.

При переході металу в рідкий стан під дією змінного магнітного поля індуктора в розплаві формуються інтенсивні циркуляційні потоки, що забезпечують його рівномірне перемішування. Це сприяє ефективному вирівнюванню хімічного складу і температури по всьому об'єму ванни. Шлаки, що виникають в процесі плавлення, характеризуються діелектричними властивостями і практично не схильні до прямого нагрівання електромагнітним полем, а їх взаємодія з циркулюючим розплавом

залишається мінімальною. В результаті температура шлаку в індукційних печах істотно нижча, ніж температура металу.

Готовий розплав вивантажується через зливний носок при нахилі печі, що здійснюється спеціальним похилим механізмом.

Індукційні печі відрізняються компактністю і можливістю експлуатації під вакуумом, в інертній або в окислювальній атмосфері. Ключовою перевагою застосування індукційної печі в процесах твердофазного відновлення є можливість подальшого розплавлення продукту відновлення в тому ж агрегаті. У традиційних технологіях твердого відновлення отримане свіжовідновлене залізо у формі губчастого заліза (sponge iron) або DRI вимушено охолоджують і тільки після цього переробляють в іншому сталеплавильному агрегаті - наприклад, в дуговій печі або індукційній плавильній установці.

Матеріали, що не мають електропровідності та магнітних властивостей, зокрема оксиди заліза та інші оксидні компоненти, не піддаються індукційному нагріванню безпосередньо. У зв'язку з цим для нагрівання діелектричної немагнітної шихти (в умовах процесу твердофазного відновлення) запропоновано принцип опосередкованого нагрівання: металева складова, сприймаючи енергію електромагнітного поля індуктора, нагрівається і передає теплоту прилеглим частинкам шихти. В якості такої «нагріваючої» металевої компоненти розглядається металізоване залізо у формі губки (Sponge) або подрібненого металізованого окатиша (DRI). Важливою перевагою даного підходу є ідентичність складу нагрівача і кінцевого продукту відновлення, що виключає необхідність подальшої сепарації.

Принципово важливим для всіх процесів твердофазного відновлення є використання шихти. При відновленні газами це рудні окатиші та брикети, окомкованні або пресовані з подрібненої багаті залізної руди або в більшості випадків залізорудного концентрату, при відновленні із застосуванням вугілля застосовують дрібно-подрібнену багату залізну руду [25].

В. І. Бондаренко та його колеги наводять у роботі [54] дані про технології прямого відновлення з використанням іншого типу окатишів (брикетів) – рудно-вугільних. У таких окатишах (брикетах) шихта складається з залізорудної складової

та вугілля. Вугілля вводять у стехіометричній кількості, необхідній для відновлення оксидів заліза рудної частини шихти. Такі окатиші (брикети) містять в собі відновник, і організація процесу твердофазного відновлення вимагає їх нагрівання. Відома пропозиція, коли підшихтовування проводять в індукційну піч [55]. У цих випадках нагрівання рудно-вугільних окатишів (брикетів) до температур твердофазного відновлення реалізують від розплавлених металу і шлаку з подальшим розчиненням свіжевідновленого заліза в розплавленій металевій ванні [40]. При факельному спалюванні палива нагрівання рудно-вугільних окатишів (брикетів) до температур твердофазного відновлення проводять газоподібними продуктами згоряння в печах з обертовим подом [56–58].

Автором запропоновано нові брикети, які можна виділити в окрему групу – залізо-рудно-вугільні брикети, які є не тільки носієм відновника, але й містять нагрівальні елементи. Склад таких брикетів передбачає використання індукційного нагрівання змінним магнітним полем в індукційних печах або в спеціальних установках з індуктором. Розмір брикетів складає 20-40 мм.

2.2 Шихтові матеріали твердофазного відновлення з індукційним нагрівом.

Шихтою для залізо-рудно-вугільних брикетів, запропонованих у цій роботі, служать:

- залізорудна сировина;
- вуглецевий матеріал;
- залізовмісний матеріал.

2.2.1 Вимоги до залізорудної сировини.

До основної залізорудної сировини, яку піддають відновленню в металургії, можна віднести:

- залізну руду;
- залізорудний концентрат;
- агломерат;
- залізорудні окатиші;
- рудно-вугільні суміші та на їх основі окатиші і брикети.

Агломерат і залізорудні окатиші є основною шихтою для доменної плавки. Залізна руда, залізорудний концентрат і на їх основі, залізорудні та рудно-вугільні окатиші і брикети використовують у процесах твердофазного відновлення. Стосовно запропонованої автором технології твердофазного відновлення в індукційній печі розглянуто вимоги до складу залізної руди та залізорудного концентрату.

Загальна вимога – вміст оксидів заліза в такій сировині бажано мати максимальний (у перерахунку на залізо близько 62–65%). При більш низьких концентраціях збільшується частка порожньої породи, що призводить до збільшення витрат на переробку. В Таб. 2.2 та Таб. 2.3 наведено приклади хімічного складу «багатої» залізної руди та залізорудного концентрату відповідно.

Таб. 2.2. Хімічний склад «багатої» залізної руди, %

Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	CrO	P ₂ O ₅	SO ₃
64,3	3,04	1,04	1,3	0,11	<0,02	0,12	<0,02

Вміст заліза в залізорудному концентраті досягає 65% (Таб. 2.3) що робить таку підготовлену сировину найбільш придатною для твердофазного відновлення в шихті брикетів або окатишів, у тому числі залізо-рудно-вугільних.

Таб. 2.3. Хімічний склад залізорудного концентрату «Північного гірничо-збагачувального комбінату»

Fe (заг)	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	P
65,43	63,72	7,77	0,09	0,22	0,24	0,055	-

Низький вміст фосфору і сірки вітається, оскільки це спрощує і здешевлює подальший переробку з метою зниження їх концентрації в сталі. Нижче буде показано, що іншою визначальною вимогою як до залізної руди, так і до її концентрату є їх фракційний склад – розміри частинок, що беруть участь у відновлювальних реакціях.

Вюстит, що утворюється при відновленні гематиту, в порівнянні з вюститом, що утворюється з магнетиту, є більш пористим. [59]. У цьому випадку реакційні поверхні розділу фаз залізо – газ і вюстит – газ більші, ніж у випадку магнетиту, а швидкість відновлення вища. При відновленні магнетиту швидкість процесу значною мірою обмежується дифузією газу-відновника в шматках руди з відносно низькою

пористістю. Тому при розмірі шматків 5–10 мм істотне значення має відновлюваність руд. При подальшому подрібненні руди від 5 до 1 мм поступово зростає швидкість відновлення, зменшується роль внутрішнього дифузійного опору і процес зміщується від дифузійної в кінетичну область. При тонкому подрібненні етапи відновлення синхронізуються, процес наближається до суворої ступінчастості розвитку за схемою $\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{FeO} \rightarrow \text{Fe}$.

Швидкість відновлення, як це впливає з рівняння Едстрема (2.1) обернено пропорційна розміру частинок відновлюваної руди. При відновленні криворізьких руд у шматках розміром 25–75 мм газовою сумішшю, що містить 40% CO , 5% H_2 , 0,5% CH_4 і 55% N_2 , встановлено збільшення ступеня відновлення від 20 до 70% зі зменшенням їх розмірів у зазначених межах.

$$R^2 \left\{ \frac{[1 - (1 - \rho)^{1/3}]^2}{2} - \frac{[1 - (1 - \rho)^{1/3}]^3}{3} \right\} = kt, \quad (2.1)$$

де

R – радіус частинки або шматка руди, см;

ρ – ступінь відновлення;

t – час відновлення, с;

k – коефіцієнт, що характеризує відновник.

У ряді експериментальних робіт [60–62] зроблено важливий висновок про незалежність відновлюваності руд різного типу від розмірів сферичного шматка при діаметрі менше 0,6–1,0 мм. Нижче певної критичної межі крупності рудного матеріалу реакція відновлення газами починається одночасно у всіх точках зерна і швидкість реакції вже не залежить від подальшого подрібнення частинок [63]. Зокрема, встановлено, що більш-менш рівномірне відновлення воднем відбувається в шарі зерен руди розміром 1–2 мм [64]. З цього впливає практичний висновок про критичний розмір шматків руди, що обмежує межу ефективності її дроблення з точки зору кінетики процесу відновлення. При використанні залізної руди в пропонованих брикетах обов'язковою є її підготовка через дроблення до частинок розміром менше 1–2 мм.

Наведена у Таб. 2.4 гранулометрична характеристика залізорудного концентрату свідчить про повну відповідність розмірів частинок вимогам до залізорудної сировини для ефективного відновлення оксиду заліза вуглецем у складі запропонованих залізо-рудно-вугільних брикетів.

Таб. 2.4. Гранулометрична характеристика залізорудного концентрату ПАО «ЮГОК» [65].

>0,2 мм	0,1–0,2 мм	0,04–0,08 мм	0,03–0,04 мм	0,02–0,03 мм	<0,02 мм
0,2	1,2	13,6	21,3	31,3	32,4

2.2.2 Вимоги до вугілля або продуктів його збагачення.

Вуглець – елемент-відновник, найбільш представлений у вугіллі. Теплова енергія, необхідна для нагрівання та відновлення оксидів залізорудної складової брикету, і газифікації вуглецю вугілля, досягається через індукційне нагрівання металеві складової брикету. Високі швидкості нагрівання металевих частинок брикету дозволяють проводити інтенсивне нагрівання навколишньої рудно-вугільної суміші. Для запобігання розтріскуванню брикету в процесі нагрівання необхідно забезпечити мінімальну кількість летких речовин у вугільній частині шихти брикету. Аналіз відомих сортів вугілля показав, що прийнятним для використання в розробленій технології є пісне вугілля та антрацит. Важливо, що вугілля не спікається при нагріванні, а вуглець у ньому хімічно активний.

В Таб. 2.5 наведено склад вугільного концентрату для антрациту та худого вугілля. Концентрат має вищий вміст вуглецю, і, як буде показано далі, фракційний склад концентрату вугілля забезпечує його повне витрачання на відновлення заліза рудної частини брикету.

Таб. 2.5. Зольність концентратів антрациту і пісного вугілля [66].

	Кл. 0–6 мм	Кл. 6–13 мм	Кл. +13 мм
Концентрат Антрацитового вугілля, %	6,1	5,4	4,6
Концентрат пісного вугілля, %	4,1		

Бажано, щоб вугілля (вугільний концентрат) мало низький вміст сірки.

Відповідно [67–69] у сумішах твердих реагентів (оксидів залізородних матеріалів і вуглецю вугілля) реакції відновлення отримують розвиток внаслідок газифікації твердого вуглецю вугілля за реакцією Будуара. Швидкість горіння вуглецю вугілля в потоці CO_2 при високих температурах приблизно описується рівнянням (2.2), з якого видно, що на швидкість горіння вугілля при взаємодії з CO_2 впливають кілька факторів, але особливий вплив пов'язують з розмірами частинок вугілля.

$$v_{\text{CO}_2} = 4\pi R^2 \sqrt{kD'} \sqrt{\alpha\beta p_{\text{CO}_2}^0}, \quad (2.2)$$

де

v_{CO_2} – швидкість реакції, моль/с;

R – радіус шматка вугілля, см;

k – константа швидкості реакції, с^{-1} ;

D' – коефіцієнт дифузії CO_2 від зовнішньої поверхні всередину шматка, моль/(см·с²·ат);

α – питома поверхня пор, см²/см³;

β – питомий об'єм пор, см³/см³;

$p_{\text{CO}_2}^0$ – парціальний тиск CO_2 біля зовнішньої поверхні шматка, ат.

Встановлено вплив розміру частинок вугілля на вихід оксиду вуглецю при 970°C для вугілля різних сортів [54]. Для дрібнодисперсних частинок деревного та електродного вугілля, а також антрациту з характерним діаметром у межах 0,5–2,0 мм спостерігається практично однаковий ступінь утворення монооксиду вуглецю, який наближається до 100%. Із зростанням розміру частинок інтенсивність утворення CO зменшується, при цьому проявляється виражена залежність від виду вуглецевого відновника. Зокрема, для частинок діаметром близько 5 мм вихід CO при використанні деревного вугілля становить приблизно 50–55%, для електродного вугілля — 25–30%, тоді як у разі застосування антрациту цей показник знижується до 10–15%. Ряд інших досліджень дозволяє зробити висновок, що чим нижча температура, менший розмір частинок і більша енергія активації реакції газифікації, тим більшою мірою весь об'єм частинки вугілля бере участь у реакції [70, 71]. Отже,

різниця в реакційній здатності палива буде проявлятися тим сильніше, чим вища температура процесу і більший розмір шматків. Для частинок вугілля діаметром менше 1 мм вплив внутрішнього дифузійного гальмування не проявляється, що призводить до усунення відмінностей їх відновлювальної здатності. Для частинок вугілля менше 1 мм розміри частинок і величина пор не впливають на процес газифікації [72, 73].

Таким чином, при розмірах частинок вугілля менше 1 мм, вибір сорту вугілля для проведення відновлення вуглецем оксидів заліза залізородного матеріалу практично не визначає ефективність відновлення. Тоді при виборі вугілля-відновника доцільно розглядати його доступність і низьку вартість. Цій вимозі відповідають вугільні концентрати, фракційний склад яких наведено у Таб. 2.5.

Суміш подрібненої залізної руди або концентрату залізної руди з вугіллям (збагаченим вугіллям - концентратом) є шихтою для виробництва окатишів і брикетів у процесах твердофазного відновлення. Звичайна шихта рудно-вугільних окатишів і брикетів складається з 20-22% вугілля, 72-76% концентрату залізної. Для успішного окомкування рудні концентрати повинні містити 60-80% фракції - 0,043 мм і близько 20% фракції - 0,075 мм. При виробництві рудно-вугільних брикетів і окатишів застосовують сполучні.

За умов тонкого подрібнення залізородних матеріалів і вуглецевого відновника та їх інтенсивного змішування формуються сприятливі не лише кінетичні, але й термодинамічні передумови реалізації реакцій прямого відновлення. У такій системі підвищується відновлюваність оксидів заліза, що пов'язано зі зростанням рівноважного парціального тиску діоксиду вуглецю, вирівнюванням складу рудно-вуглецевої шихти та одночасним підвищенням реакційної здатності вуглецю внаслідок збільшення концентрації монооксиду в газовій фазі. За відсутності концентраційних градієнтів дисперсних компонентів у рудно-паливних гранулах швидкість реакцій прямого відновлення не лімітується дифузійними процесами, а визначається інтенсивністю теплопідведення. При цьому вплив розміру частинок вуглецевого відновника на ефективність відновних процесів є істотнішим порівняно з впливом гранулометрії оксидної складової.

2.2.3 Вимоги до нагрівача у складі залізо-рудно-вугільного брикету.

Для нагрівання немагнітної, що не нагрівається в індукційній печі, рудно-вугільної складової шихти брикету використовують опосередковане нагрівання, коли металева складова шихти брикету нагрівається в змінному магнітному полі печі і, в свою чергу, нагріває прилеглу рудно-вугільну суміш шихти.

У запропонованому брикеті в якості такого нагрівача використовується металізована губка (Sponge) або некондиційний металізований окатиш (DRI). Можливе також застосування й інших нагрівачів, наприклад, металевої стружки або окалини.

Склад металевої губки (Sponge) залежно від способу її виробництва може істотно змінюватися. В Таб. 2.6 наведено приклад складу металізованої губки, що отримується в трубчастих обертових печах.

Таб. 2.6. Склад металізованої губки (Sponge).

Fe(заг)	C	S	P	Порожня порода
80-90	0,1-0,2	0,04-0,06	0,04-0,08	7-15

Склад металізованих окатишів (DRI) також може відрізнятися залежно від способу і технології виробництва. Як приклад наведено склад металізованих окатишів, що отримуються на установках MIDREX (Таб. 2.7).

Таб. 2.7. Типовий склад металізованих окатишів, що отримуються на установці MIDREX [74].

	Холодне залізо прямого відновлення (DRI)	Гаряче брикетоване залізо (HBI)	Гаряче залізо прямого відновлення (HDRI)
Fe заг, %	90-94	90-94	90-94
Fe мет, %	83-90	83-90	83-90
Металізація, %	90-96	90-96	90-96
Вуглець, %	1,0-2,5	0,5-1,5	1,0-2,5

Насипна щільність, кг/м ³	1600–1900	2400–2800	1600–1900
Уявна щільність, кг/см ³	3,4-3,6	5,0-5,5	3,4-3,6
Середній розмір, мм	4-20	30x50x110	4-20
Температура продукту, °С	40	80	600-700

Вимоги до фракційного складу металеві складові брикету формуються відповідно до частотних характеристик індукційної печі (Рис. 2.9). Промислова частота змінного струму дозволяє використовувати некондиційні окатиші DRI (3-6 мм) в якості нагрівальної металеві складові залізо-рудно-вугільного брикету

З залізо-рудно-вугільної шихти запропоновано виготовляти брикети, які є не тільки носієм відновника, але і включають нагрівальний елемент. Склад таких брикетів передбачає використання індукційного нагріву змінним електромагнітним полем в індукційних печах або спеціальних установках з індуктором.

2.2.4 Залізо-рудно-вугільний брикет.

Рудно-вугільні окатиші (брикети) завдяки вуглецю в суміші дрібнодисперсних концентратів залізної руди і вугілля мають високий відновний потенціал. Разом з тим реалізація ефективного відновного процесу в рудно-вугільних окатишах (брикетах) вимагає інтенсивного джерела теплоти для покриття теплового балансу нагріву, ендотермічних реакцій газифікації вугілля і відновлення оксидів заліза. Зовнішні джерела вимагають використання палива, а засвоєння теплоти продуктів згоряння при його спалюванні малоефективне. Вирішення проблеми використання зовнішнього джерела нагріву можливе в залізо-рудно-вугільному брикеті (Рис. 2.3.).

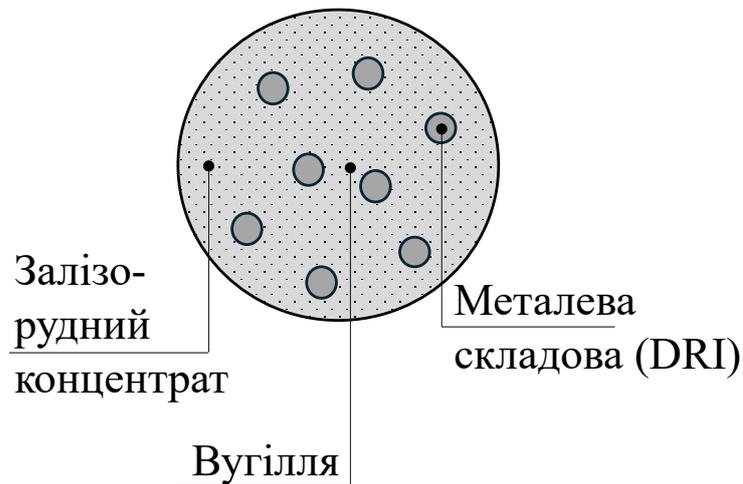


Рис. 2.3. Залізо-рудно-вугільний брикет.

У залізо-рудно-вугільних брикетах радикально змінюється організація відновлювальних процесів і теплова робота брикету. Принциповим є той факт, що брикет є одночасно як носієм відновника (вугілля), так і нагрівальним елементом - джерелом теплоти (металізована складова). Процес проводять в індукційному полі, де змінне електромагнітне поле наводить в металізованій складовій вихрові струми Фуко, які, в свою чергу, розсіюють енергію змінного електромагнітного поля в матеріалі провідника у вигляді джоулевої теплоти. Частинки металізованої складової нагріваються індукційним полем і нагрівають в брикеті навколишні частинки рудної складової (концентрату залізної руди) і вугілля.

Відповідно до ідеї в дрібнодисперсну суміш залізородного концентрату і вугілля запропоновано ввести шматкову металізовану губку або дріб, утворений при виробництві DRI. Отриманий з такої суміші брикет є не тільки самовідновлювальним, але і саморозігрівальним. За умови високого ступеня подрібнення і змішування взаємне розташування частинок в брикеті забезпечує контакт концентрату залізної руди, вугілля і металізованої губки. У цьому випадку поліпшуються не тільки кінетичні, але і термодинамічні умови для реакції прямого відновлення.

У залізо-рудно-вугільних брикетах теплові потоки і потоки відновника формуються всередині брикету, реалізуючи фронтальний механізм протікання відновлювальних процесів. Процес обмежується виключно температурою, яка забезпечується індукційним нагріванням металізованої складової брикету. Реалізовані

умови забезпечують високий ступінь відновлення і продуктивності процесів відновлення при мінімальних енерговитратах.

Величезні поверхні взаємодії генерованого монооксиду вуглецю з відновлюваними оксидами заліза, відсутність опору дифузії газу-відновника в найдрібніших порах і високі температури забезпечують високі швидкості процесів відновлення. Реакції відновлення протікають в ізотермічних умовах, а тривалість процесу не залежить від розміру окатиша і визначається кінетикою хімічних реакцій [75]. Нагрівання та процеси відновлення проходять у всьому об'ємі брикету і мають, як уже зазначалося, фронтальний характер.

При відновленні залізо-рудно-вугільного брикету встановлено, що в такому брикеті є більш висока пористість відновленого заліза в порівнянні з пористістю, що отримується при відновленні рудно-вугільного брикету. Новизна технічного рішення і отримані результати полягають у наступному:

- окатиш (брикет) одночасно є теплоносієм;
- забезпечується регульоване нагрівання і відновлення;
- в брикеті втілюється фронтальна схема відновлення;
- високі швидкості нагрівання і відновлення;
- високий ступінь відновлення;
- тривалість процесу відновлення не залежить від розміру брикету, а визначається кінетикою хімічних реакцій газифікації вугілля і відновлення оксидів заліза;
- менше витрат енергоресурсів на процес.

Таким чином реалізується принципово новий спосіб інтенсивного нагрівання рудно-вугільної шихти, і хотілося б окремо відзначити можливість точного регулювання температури нагрівального елемента та мінімальні втрати теплоти.

2.3 Залізо-рудно-вугільні брикети та особливості індукційного нагріву.

Нагрівання залізо-рудно-вугільних брикетів в індукційній печі має досить складний механізм. З одного боку відбувається розігрів струмопровідного феромагнітного матеріалу (у нашому випадку, заліза у вигляді DRI або Sponge) під

впливом змінного електромагнітного поля; з іншого боку, розігріті металеві частинки матеріалу нагрівають навколишню рудно-вугільну суміш до заданих температур.

2.3.1 Структура та геометричні параметри брикету.

Залізо-рудно-вугільний брикет складається з суміші залізородного концентрату, вугілля та металізованих частинок. Для дослідження впливу різних факторів на параметри процесу нагрівання та відновлення розглянуто брикет сферичної форми радіусом $R_{бр}$. У брикеті міститься лише одна сферична металева частинка з максимально можливим, для заданої масової частки металевої складової шихти, радіусом $R_{мч}$. Дана металева частинка знаходиться в центрі брикету і оточена сумішшю залізородного концентрату з товщиною шару $\Delta R_{см}$, як це показано на Рис. 2.4.

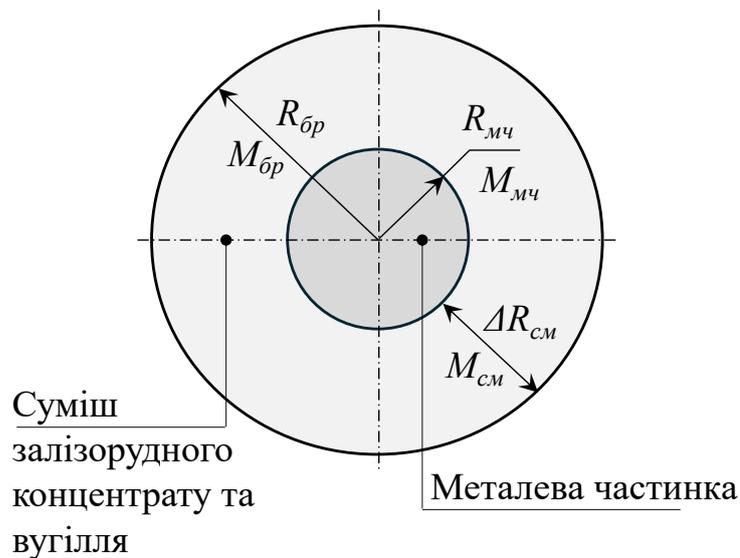


Рис. 2.4. Схема залізо-рудно-вугільного брикету при максимально можливому об'ємі одиничної металевої частинки сферичної форми.

Задана масова частка металевої складової шихти ($\%мч$) в брикеті заданого радіусу ($R_{бр}$), дозволяє розрахунковим шляхом, при відомій щільності металевої частинки ($\rho_{мч}$) і щільності рудно-вугільної суміші ($\rho_{см}$) визначити максимально можливий об'єм металевої частинки, а отже, і її радіус ($R_{мч}$):

$$R_{\text{мч}} = R_{\text{бр}} \cdot \sqrt[3]{\frac{1}{1 + \frac{\rho_{\text{мч}}}{\rho_{\text{см}}} \cdot \left(\frac{1}{\% \text{мч}} - 1\right)}} \quad (2.3)$$

Для повного відновлення оксидів заліза в залізорудному концентраті за схемою $Fe_2O_3 \rightarrow Fe_3O_4 \rightarrow FeO \rightarrow Fe$ кількість вуглецю вугілля в шихті брикету повинна бути не менше стехіометричного. Тоді сумарна реакція відновлення оксидів заліза із залізорудного концентрату $Fe_2O_3 + 3C \rightarrow 2Fe + 3CO$ фіксує вміст вугілля (%C) та гематиту (% Fe_2O_3) у рудно-вугільній частині шихти брикету дорівнює, як і в усій шихті брикету.

При заданому радіусі брикету ($R_{\text{бр}} = 20$ мм), заданій щільності матеріалу металеві частинки DRI ($\rho_{\text{мч}} = 3500$ кг/м³) та рудно-вугільної суміші ($\rho_{\text{см}} = 2100$ кг/м³), з урахуванням стехіометричної кількості вуглецю, масова частка металеві складові %мч задає максимально можливий радіус однієї металеві частинки $R_{\text{мч}}$ в брикеті. Результати розрахунку складу шихти брикету, при заданих вище параметрах, наведені на Рис. 2.5.

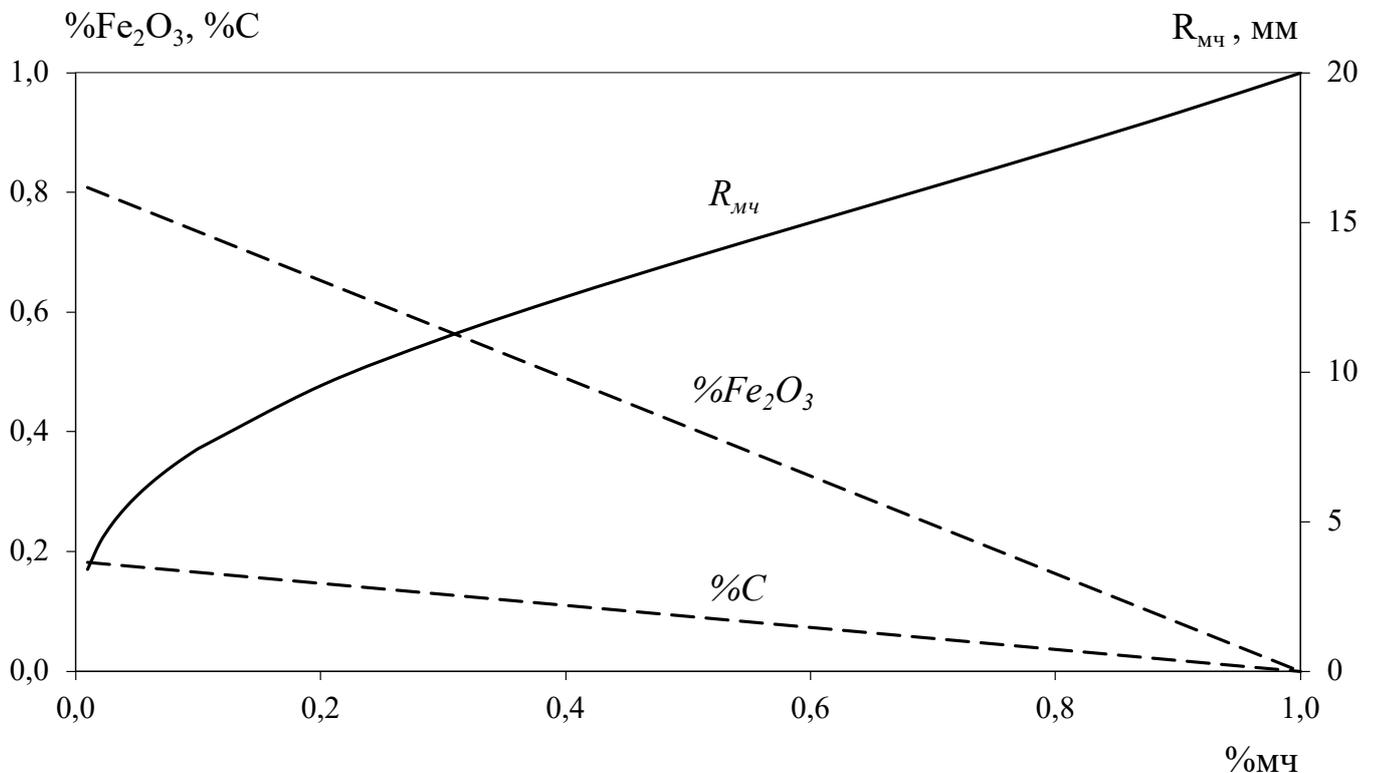


Рис. 2.5. Радіус металевої частинки ($R_{\text{мч}}$) та склад рудно-вугільної суміші брикету в залежності від масової долі (%мч) металевої складової у шихті брикету радіусом 20 мм.

Як видно з Рис. 2.5 для заданих параметрів щільності рудно-вугільної суміші та матеріалу DRI, при цільовому вмісті металевої складової в шихті брикету від 5 до 20%, радіус металевої частинки в разі, якщо вона одна в брикеті, становитиме приблизно 3-8 мм. Як буде показано далі, розмір металевої частинки визначатиме частоту змінного струму в індукторі печі, а також динамічні характеристики процесів нагрівання та відновлення залізородної частини шихти брикету.

2.3.2 Механізм нагріву металевих частинок в індукційній печі.

Індукційна піч дозволяє проводити нагрівання матеріалів змінним електричним струмом. В обмотках індуктора індукційної печі протікає змінний електричний струм, який індукує змінне магнітне поле навколо індуктора. У феромагнітному матеріалі, що проводить електричний струм і поміщений в індукційну піч, перетворення енергії змінного магнітного поля в теплову енергію відбувається двома способами:

1. Вихрові струми (струми Фуко). Під впливом змінного магнітного поля індуктора в матеріалі провідника, згідно із законом Фарадея, індукуються електричні струми. Ці струми протікають в невеликих замкнутих контурах (вихорах) всередині тіла провідника в площині, перпендикулярній вектору магнітної індукції всередині індуктора. Через опір матеріалу проходженню електричного струму, енергія вихрових струмів розсіюється у вигляді джоулевої теплоти і нагріває матеріал.
2. Втрати на гістерезис. Змінне магнітне поле, слідом за змінним електричним струмом в індукторі, з кожною зміною напрямку вектора магнітної індукції розгортає магнітні диполі феромагнетика то в одному напрямку, то в іншому. «Тертя» диполів, яке відбувається при такому обертанні, розсіюється в матеріалі у вигляді теплоти. Теплоти утворюється тим більше, чим вища частота змінного струму в індукторі печі.

При нагріванні металевої частинки обидва дані процеси будуть мати місце. Однак втрати на гістерезис будуть відбуватися в залізі тільки до температури точки Кюрі. При температурах вище струму Кюрі області спонтанного намагнічування порушуються тепловим рухом і матеріал перестає бути магнітним [76].

Теплова потужність, індукована в матеріалі металевих частинок ($P_{\text{мат}}$) буде сумою потужності, індукованої за рахунок ефекту гістерезису ($P_{\text{гіст}}$) і теплової потужності, індукованої опором течії вихрових струмів ($P_{\text{вих}}$) [76].

$$P_{\text{мат}} = P_{\text{гіст}} + P_{\text{вих}} \quad (2.4)$$

$$P_{\text{гіст}} = \eta \cdot B_{\text{max}}^2 \cdot f \cdot V \quad (2.5)$$

$$P_{\text{вих}} = \xi \cdot B_{\text{max}}^2 \cdot f^2 \cdot V, \quad (2.6)$$

де

η – коефіцієнт, що залежить від матеріалу провідника,

B_{max} – максимальна індукція, що досягається протягом циклу, Тл,

f – частота змінного струму, Гц,

V – об'єм феромагнетика, м³,

ξ – коефіцієнт, що залежить від типу феромагнетика (зокрема, від його питомого опору) і його форми.

Порівнюючи вирази (2.5) и (2.6) можна зробити висновок, що при промисловій частоті змінного струму 50 Гц, втрати потужності на гістерезис будуть приблизно в 50 разів менше, ніж втрати на вихрові струми:

$$\frac{P_{\text{гіст}}}{P_{\text{вих}}} = \frac{\eta \cdot B_{\text{max}}^2 \cdot f \cdot V}{\xi \cdot B_{\text{max}}^2 \cdot f^2 \cdot V} \approx \frac{1}{f}. \quad (2.7)$$

При $f = 50$ Гц

$$\frac{P_{\text{гіст}}}{P_{\text{вих}}} \approx \frac{1}{50}. \quad (2.8)$$

Оскільки індукційні печі працюють на частотах 50 Гц і вище, а для цілей відновлення рудної частини брикету необхідна температура нагріву металевої частинки вище 900°C (вище точки Кюрі для матеріалу DRI), при подальшому розгляді, будемо брати до уваги тільки джоулево тепло, що виділяється внаслідок

Важливим фактором, що визначає ефективність індукційного нагрівання, є частота змінного струму індуктора. У кожній металевій частинці, поміщеній всередину індуктора печі, під впливом змінного магнітного поля індуються вихрові струми, які відповідно до правила Ленца [77] мають такий напрямок, що магнітне поле, індукване такими вихровими струмами, спрямовано таким чином, що послаблює магнітне поле, яке збуджує ці струми. Таким чином, вихрові струми, індуквані в зовнішніх шарах металеві частинки, будуть послаблювати магнітне поле печі у напрямку від поверхні матеріалу до центру, перешкоджаючи проникненню зовнішнього змінного магнітного поля вглиб матеріалу що нагрівається (Рис. 2.6а). При такому нерівномірному розподілі змінного магнітного поля по перетину матеріалу що нагрівається умовно виділяють шар товщиною (δ , м), в межах якого щільність індукваних вихрових струмів зменшується до $1/e$, або до 37% від значення на поверхні нагріваного тіла. Таке явище отримало назву «поверхневий ефект» (скін-ефект). У свою чергу, питома потужність вихрових струмів на цій глибині становить $1/e^2$, або 13,5% від свого значення на поверхні [78]. Таким чином, 86,5% потужності на нагрівання матеріалу виділяється вихровими струмами в межах меж даного шару (скін-шару). А потужність, що виділяється в металевих частинках, відповідно до виразу (2.6), буде пропорційна об'єму скін-шару ($V(\delta)$) (Рис. 2.6б).

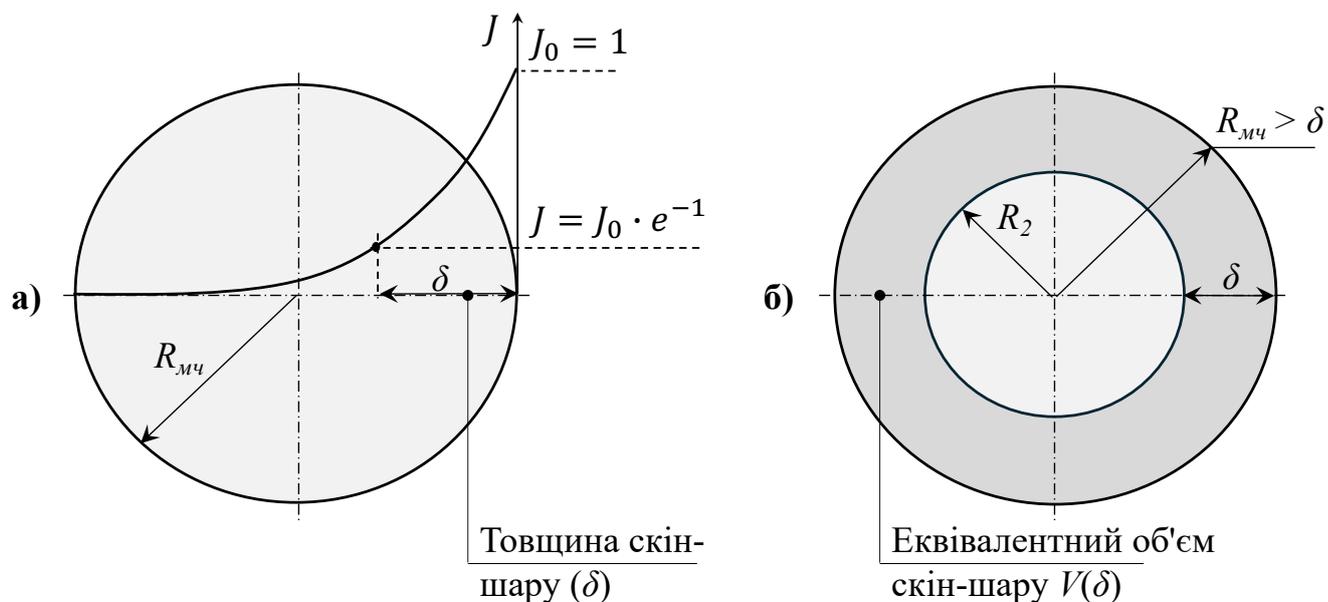


Рис. 2.6. Схема формування скін-шару (δ) у сферичній металевій частинці при $R_{\text{мч}} > \delta$.

Для частинок сферичної форми об'єм скін-шару може бути розрахований як різниця об'єму всієї сфери і внутрішньої сфери за межами скін-шару:

$$V(\delta) = \frac{4}{3} \cdot \pi \cdot (3 \cdot R_{\text{мч}}^2 \cdot \delta - 3 \cdot R_{\text{мч}} \cdot \delta^2 + \delta^3). \quad (2.9)$$

Тоді рівняння (2.6) для тіл сферичної форми матиме вид:

при $R_{\text{мч}} > \delta$

$$P_{\text{вихр}}(\delta) = \xi \cdot B^2 \cdot f^2 \cdot \frac{4}{3} \cdot \pi \cdot (3 \cdot R_{\text{мч}}^2 \cdot \delta - 3 \cdot R_{\text{мч}} \cdot \delta^2 + \delta^3), \quad (2.10)$$

при $R_{\text{мч}} = \delta$

$$P_{\text{вихр}}(\delta) = \xi \cdot B^2 \cdot f^2 \cdot \frac{4}{3} \cdot \pi \cdot R_{\text{мч}}^3. \quad (2.11)$$

Ефективна глибина проникнення змінного магнітного поля індукційної печі з індукцією вихрових струмів у матеріалі що нагрівається - товщина скін-шару залежить від електромагнітних характеристик матеріалу і форми тіла що нагрівається. Для якісної оцінки товщини скін-шару використовуємо вираз для нескінченної пластини [79]:

$$\delta = \sqrt{\frac{2\rho}{\mu_0\mu_r\omega}}, \quad (2.12)$$

де, ρ – питомий електричний опір матеріалу металевої частинки, Ом·м;

$\mu_0 \approx 4\pi \cdot 10^{-7}$ – магнітна постійна, Гн/м;

μ_r – відносна магнітна постійна матеріалу металевої частинки;

$\omega = 2\pi f$ – кутова частота, де f – частота змінного струму в обмотках печі, Гц.

Матеріал DRI має відносно високий електричний опір в діапазоні від 10^{-5} до 10^{-6} Ом·м, що вище, ніж у чистого заліза (приблизно $9,98 \cdot 10^{-8}$ Ом·м) або вуглецевої сталі $1,71 \cdot 10^{-7}$ Ом·м. Це пов'язано з пористістю і неметалевими включеннями в структурі DRI. Відносна магнітна проникність DRI становить 100–500 і з тих же причин, що і опір, нижча, ніж у щільного заліза (96%Fe и 4%Si $\mu_r = 500$ –7000). Температура точки Кюрі для DRI приймається 1008 К, що дещо нижче, ніж у чистого заліза 1043 К [80].

Глибина проникнення змінного магнітного поля вглиб матеріалу що нагрівається обернено пропорційна кореню від частоти змінного струму в обмотках індуктора. У Таб. 2.8 наведено розрахункові значення товщини скін-шару для матеріалу DRI зі збільшенням частоти змінного струму.

Таб. 2.8. Значення товщини скін-шару (δ) при різній температурі та частоті (f) змінного електромагнітного поля для матеріалу металевих частинок – DRI.

f , Гц	50	500	5 000	50 000
δ (при $T = 300$ К), мм	7,12	2,25	0,71	0,23
δ (при $T = 1008$ К), мм	123,34	39,00	12,33	3,90

Товщина скін-шару при фіксованій частоті змінного струму змінюється в залежності від температури матеріалу. Зі зростанням температури провідника в ньому збільшується опір руху електричного струму, магнітна проникність також зростає до свого максимуму при температурах, близьких до температури точки Кюрі, а при температурі точки Кюрі і вище стає рівною одиниці. Таким чином, зі зростанням температури зростає ефективна глибина проникнення магнітного поля (Рис. 2.7).

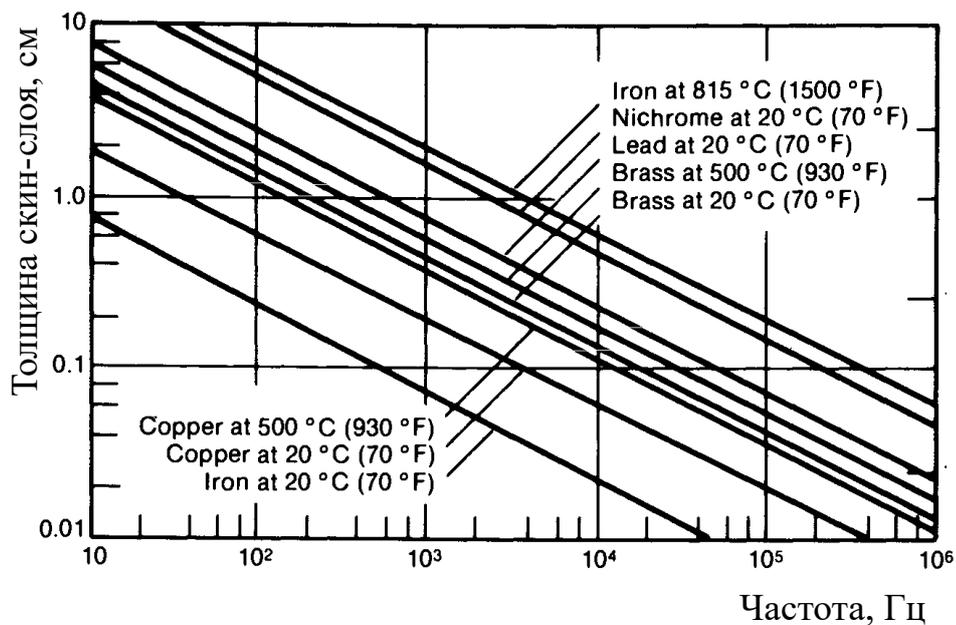


Рис. 2.7. Товщина скин-шару в залежності від частоти змінного електромагнітного поля для різних матеріалів [81].

2.3.3 Ефективність індукційного нагріву.

Електрична ефективність індукційного нагрівання (η) є відношення електричної потужності, перетвореної на теплоту в матеріалі що нагрівається, до сумарної потужності, перетвореної на теплоту в індукторі та в матеріалі що нагрівається [78]:

$$\eta = \frac{I_{\text{инд}}^2 \cdot R_{\text{эқв}}}{I_{\text{инд}}^2 \cdot R_{\text{инд}} + I_{\text{инд}}^2 \cdot R_{\text{эқв}}} = \frac{R_{\text{эқв}}}{R_{\text{инд}} + R_{\text{эқв}}}, \quad (2.13)$$

де

$I_{\text{инд}}$ – сила струму в індукторі, А;

$R_{\text{инд}}$ – опір індуктору, Ом·м;

$R_{\text{эқв}}$ – еквівалентний спротив матеріалу що нагрівається, Ом·м.

Еквівалентний опір матеріалу що нагрівається – опір такого провідника, послідовно включеного в замкнутий контур з індуктором, який перетворює таку ж електричну потужність в теплову енергію, як сумарно всі вихрові струми у всіх металевих частинках в об'ємі печі.

Для цільної циліндричної заготовки еквівалентний опір дорівнює добутку квадрата кількості витків в індукторі на опір шару матеріалу заготовки, розташованого на її поверхні, товщиною в одну еталонну глибину [78]:

$$R_{\text{екв}} = K_R \cdot N^2 \cdot \frac{\rho \cdot \pi \cdot d}{A}, \quad (2.14)$$

де

K_R – коефіцієнт, що враховує зміну опору між зовнішнім і внутрішнім діаметром еквівалентного шару;

N – кількість витків в індукційній котушці (індукторі) печі, шт.,

d – зовнішній діаметр заготовки, м,

A – площа поперечного перерізу еквівалентного шару, м².

В умовах, коли вихрові струми, індуквані з протилежних сторін матеріалу що нагрівається, і зосереджені в межах скін-шару зближуються, що характерно для частинок невеликого розміру, відбувається їх взаємне ослаблення аж до повного «обнуління» внаслідок протилежних напрямків вектору власної магнітної індукції вихрових струмів [78]. Така поведінка вихрових струмів у замкнутому об'ємі тіла що нагрівається враховується коефіцієнтом K_R і для циліндричного тіла представлена на Рис. 2.8.



Рис. 2.8. Значення коригувального коефіцієнта для розрахунку еквівалентного опору циліндричної заготовки при індукційному нагріванні [82].

Для провідника сферичної форми збільшення товщини скін-шару більше, ніж радіус сфери, призводить до істотного зниження сили вихрових струмів всередині матеріалу. У цьому випадку знижується еквівалентний опір матеріалу що нагрівається, і менша потужність змінного магнітного поля печі буде трансформуватися в теплову енергію.

Автори [78] як верхню межу ефективності нагрівання циліндричної заготовки рекомендують співвідношення діаметра заготовки (d) до ефективної глибини проникнення магнітного поля (δ) (електричний діаметр заготовки (d/δ)) не нижче 4. Подальше зменшення товщини скін-шару не призводить до істотного зростання ефективності індукційного нагрівання. Відношення $d/\delta = 4$, на наш погляд, може бути розглянуто як граничне і для електричного діаметра частинок сферичної форми. Автори [83] для шматкових матеріалів довільної форми рекомендують розглядати як мінімальне значення електричного діаметра шматка співвідношення $d/\delta \leq 2\sqrt{2}$.

В роботах [84, 85] автори, вирішуючи спільно рівняння Максвелла для електромагнітного поля і Фур'є для теплопровідності в матеріалі сфери, приходять до

висновку, що оскільки частка потужності, що споживається сферою внаслідок опору індуктивним у ній вихровим струмам у межах скін-шару, є постійною величиною $P(\delta) = 1 - e^{-2} \approx 86,5\%$, то найбільш ефективний нагрів сфери відбуватиметься при $d/\delta = 2$. За таких умов весь об'єм сфери зайнятий вихровими струмами найбільшої щільності і відсутній «зайвий» матеріал, який не бере участі в трансформації енергії змінного магнітного поля індукційної печі в теплову енергію нагрівання металеві сфери. У подальшому розгляді питання ефективного нагрівання металеві сфери приймемо таке значення електричного діаметра за основу. Для зручності наведемо вираз $d/\delta = 2$ для сферичної металеві частинки як $R_{мч} = \delta$.

Практичний інтерес представляє швидкість нагрівання металеві частинки в умовах індукційного нагрівання. Вихрові струми, індуквані змінним магнітним полем індуктора, концентруються в скін-шарі, прилеглому до зовнішньої поверхні сфери. У цій зоні відбувається виділення теплоти, яке теплопровідністю нагріває внутрішній об'єм металеві частинки, а також випромінюється назовні. Однак, оскільки ми приймаємо, що для умови ефективного індукційного нагрівання повинна виконуватися умова $R_{мч} = \delta$, весь внутрішній об'єм металеві частинки буде представляти собою скін-шар і буде «залучений» в процес перетворення енергії змінного магнітного поля індуктора в теплову енергію нагрівання металеві частинки. Тоді швидкість нагрівання металеві частинки може бути виражена через частоту змінного струму:

$$\Delta Q = P(\delta) \cdot \Delta \tau = c_{мч} \cdot M_{мч} \cdot \Delta T. \quad (2.15)$$

при $R_{мч} = \delta$

$$v = \frac{\Delta T}{\Delta \tau} = \frac{P(\delta)}{c_{мч} \cdot m_{мч}} = \frac{\xi \cdot B^2 \cdot f^2}{c_{мч} \cdot \rho_{мч}} \approx f^2, \quad (2.16)$$

де

v – швидкість нагріву металеві частинки, К/с;

$M_{мч}$ – маса металеві частинки, кг;

τ – час, с;

$c_{мч}$ – масова теплоємність матеріалу металеві частинки, Дж/(кг·К).

Розрахунок радіуса металеві частинки сферичної форми для ефективного індукційного нагрівання в діапазоні частот змінного струму в індукторі печі від 50 Гц до 10 кГц, а також відносної зміни швидкості нагрівання і одиничної теплової потужності металеві частинки зі збільшенням частоти змінного магнітного поля печі при $R_{\text{мч}} = \delta$ и $\mu_r = 1$ наведено на Рис. 2.9.

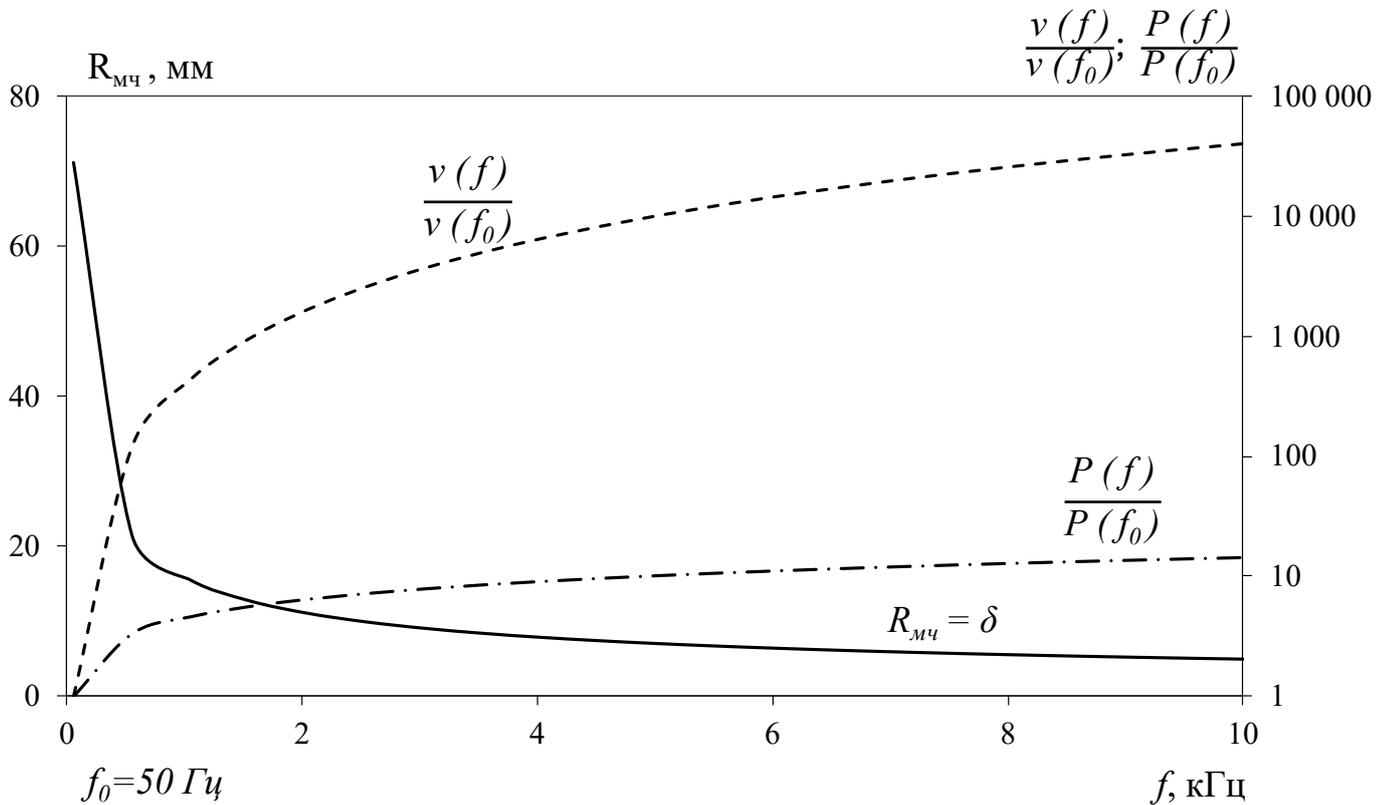


Рис. 2.9. Залежність радіусу металеві частинки $R_{\text{мч}}$, відносно швидкості нагріву та теплової потужності частинки від частоти змінного струму в індукторі печі за умови

$$R_{\text{мч}} = \delta \text{ для матеріалу частинки – DRI.}$$

Як видно з Рис. 2.9 підвищення частоти змінного струму в індукторі печі призводить до різкого зниження мінімально можливого геометричного розміру металеві частинки ($R_{\text{мч}}$ на Рис. 2.9). Відповідно до виразу (2.12) товщина скін-шару обернено пропорційна квадратному кореню частоти змінного струму в індукторі печі, а тому зі зростанням частоти змінного струму буде зменшуватися глибина проникнення змінного магнітного поля в матеріал металеві частинки. Це дозволяє, зберігаючи умову ефективного індукційного нагріву для сфери $R_{\text{мч}} = \delta$, знижувати радіус металеві частинки що нагрівається. Останнє слід враховувати при виборі

розміру металевої частинки-нагрівача в залізо-рудно-вугільному брикеті при реалізації пропонованого способу в індукційній печі із заданою частотою змінного струму.

Збільшення частоти змінного струму індуктора призводить також до збільшення теплової потужності металевої частинки (крива $P(f)/P(f_0)$ на Рис. 2.9). Зниження глибини проникнення змінного магнітного поля в матеріал металевої частинки, при незмінній величині магнітної індукції (B) призводить до концентрації тієї ж кількості вихрових струмів, індукованих в матеріалі металевої частинки, але в скін-шарі меншого об'єму. Виразивши з рівняння (2.12) частоту змінного струму f в залежності від товщини скін-шару та підставивши цей вираз у рівняння (2.11) отримаємо що при $R_{мч} = \delta$; $P_{вихр}(\delta) \approx \frac{1}{\delta}$. Таким чином, із зростанням частоти змінного струму в індукторі печі зменшується товщина скін-шару, тепла потужність металевої частинки буде зростати обернено пропорційно зменшенню значення товщини скін-шару δ .

З тих же причин буде зростати і швидкість нагрівання металевої частинки самої себе. Відповідно до виразу (2.16) швидкість самонагрівання металевої частинки, за умови $R_{мч} = \delta$, буде зростати пропорційно квадрату частоти змінного струму в індукторі індукційної печі.

Висновки по розділу 2.

1. Розроблено та запропоновано новий спосіб і технологічну схему твердофазного відновлення та виплавки сталі з використанням індукційної печі. Спосіб пропонує використання в якості шихтових матеріалів залізорудного концентрату, вугілля та металевих складових (частинок DRI або Sponge). Останні є нагрівачами залізо-рудно-вугільних брикетів.
2. Виконано аналіз конструкції та основних характеристик, що визначають роботу індукційної печі. Розглянуто можливості індукційного нагрівання рудно-вугільного матеріалу брикетів від теплоти металевих частинок.
3. Серед визначальних параметрів нагрівання виділено та проаналізовано частоту магнітної індукції, потужність магнітної індукції, магнітні властивості фрагментів та розмір частинок що нагріваються.
4. Розглянуто механізм і особливості нагрівання металевих частинок залізо-рудно-вугільних брикетів в індукційній печі. Виділено роль товщини скін-шару (ефективної глибини проникнення магнітного поля) в нагріванні металевих частинок залізо-рудно-вугільного брикету.
5. Проаналізовано шихтові матеріали для твердофазного відновлення в умовах індукційного нагрівання. Рекомендовано використання залізорудного концентрату або багатой залізної руди з розміром частинок 1–2 мм. Розмір подрібнених частинок вугілля рекомендовано менше 1 мм. В якості нагрівача рудно-вугільної частини шихти брикету запропоновано некондиційні окатиші DRI або Sponge розміром від 5 до 8 мм.

РОЗДІЛ 3. ТЕОРЕТИЧНІ АСПЕКТИ ТА МАТЕМАТИЧНА МОДЕЛЬ НАГРІВУ ТА ВІДНОВЛЕННЯ ЗАЛІЗО-РУДНО-ВУГІЛЬНОГО БРИКЕТУ В ІНДУКЦІЙНІЙ ПЕЧІ.

Нагрівання та підтримання температури для твердофазного відновлення у відомих технічних рішеннях проводять нагрітим газом-відновником або факелом горіння та відхідними газами при спалюванні палива [25, 40].

Автором запропоновано і вперше розглянуто можливість індукційного нагрівання шихти твердофазного відновлення. Індукційний нагрів реалізується в металургійній практиці для нагрівання і розплавлення металеві шихти [86]. У запропонованому методі нагрівання рудно-вугільної шихти проводиться опосередковано від металеві складові шихти, яка в свою чергу нагрівається під впливом змінного магнітного поля індукційної печі. Математичне моделювання даного процесу дозволить в подальшому вибирати оптимальні параметри технологічного процесу нагрівання і відновлення залізної руди.

3.1 Математичне моделювання процесу нагріву рудно-вугільної суміші брикету від металевого ядра в умовах змінного електромагнітного поля.

Процес відновлення залізородного матеріалу вуглецем у складі залізо-рудно-вугільного брикету є комплексним процесом. Виділимо основні складові такого процесу для цілей математичного моделювання:

1. Індукційний нагрів металеві частинки в межах скін-шару.
2. Подальший розподіл джоулевої теплоти вихрових індукційних струмів теплопровідністю в усьому об'ємі металеві частинки.
3. Передача теплоти через прикордонний шар від поверхні металеві частинки до першого прилеглого шару рудно-вугільної суміші брикету.
4. Нагрівання першого прилеглого шару і розподіл теплоти в усьому об'ємі рудно-вугільної суміші брикету.
5. Хімічні реакції відновлення оксидів заліза і газифікації вуглецю вугілля з урахуванням їх кінетики.

6. Теплові ефекти хімічних реакцій та їх вплив на розподіл теплоти в об'ємі брикету.

У математичній моделі прийнято ряд припущень і спрощень. Перелічимо ті припущення, які були використані в рамках даної роботи:

1. Металева частинка, частинки рудного концентрату і вугілля, а також брикет приймаються правильної сферичної форми.
2. Фізичні властивості матеріалу металевої частинки і рудно-вугільної суміші приймаються незалежними від температури і ступеня відновлення матеріалу.
3. Об'єм і розміри рудно-вугільної суміші як окремого розрахункового шару, так і брикету в цілому приймаються постійними в ході процесу нагрівання і відновлення.
4. Швидкість реакцій газифікації вуглецю розраховується за стехіометричним співвідношенням залежно від витрати CO на відновлення оксидів заліза.
5. Температури початку хімічних реакцій відновлення відповідних оксидів заліза приймаються постійними і термодинамічно рівноважними з діаграми стану Fe–C–O (термодинамічно дозволена температура початку відновлення).

Металева частинка сферичної форми заданого радіусу $R_{мч}$ рівномірно оточена рудно-вугільною сумішшю в об'ємі брикету із заданим радіусом $R_{бр}$ (Рис. 3.1). Вихрові струми, індуковані в межах скін-шару, розігрівають переважно поверхню металевої частинки. Теплопровідністю теплота поширюється вглиб металевої частинки, нагріваючи весь її об'єм.

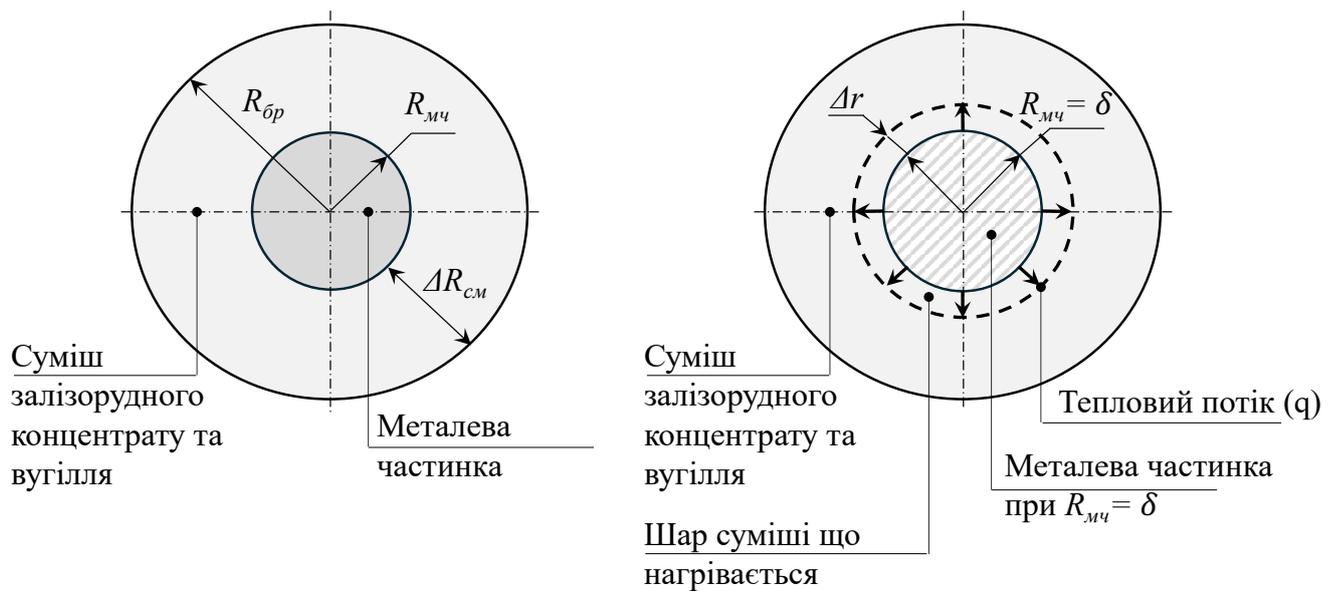


Рис. 3.1. Розрахункова схема математичного моделювання нагрівання суміші залізорудного концентрату і вугілля від розігрітої металевої частинки, а також відновлення оксидів заліза в залізо-рудно-вугільному брикеті.

Зміну в часі температурного поля всередині металевої частинки в ході індукційного нагрівання можна визначити з рішення диференціального рівняння теплопровідності Фур'є для тіла сферичної форми з внутрішніми джерелами теплоти. У загальному випадку таке рівняння має вигляд [87]:

$$\rho_1 \cdot c_1 \cdot \frac{\partial T}{\partial \tau} = \lambda_1 \cdot \nabla^2 T + \dot{q}_v, \quad (3.1)$$

де

ρ_1, c_1, λ_1 – щільність [кг/м³], теплоємність [Дж/(кг·К)] та теплопровідність [Вт/(м·К)] матеріалу металевої частинки відповідно;

$\frac{\partial T}{\partial \tau}$ – швидкість зміни температури T [К] у часі τ [с];

\dot{q}_v – кількість теплоти, індукованої в об'ємі скін-шару металевої частинки за одиницю часу, [Вт/м³].

Для сферичного тіла з радіальною симетрією оператор Лапласа для температури скорочується до вигляду [88]:

$$\nabla^2 T = \frac{1}{r^2} \cdot \frac{\partial}{\partial r} \left(r^2 \cdot \frac{\partial T}{\partial r} \right) = \frac{2}{r} \cdot \frac{\partial T}{\partial r} + \frac{\partial^2 T}{\partial r^2}, \quad (3.2)$$

де

r – координата по радіусу всередині сфери, [м].

Кількість теплоти, індукованої в об'ємі скін-шару відповідно до експоненціального розподілу щільності струму по перетину провідника в змінному електромагнітному полі [79], а також з урахуванням взаємного «обнуління» струмів, індукованих з протилежних сторін сфери [78] може бути виражено в інтегральній формі:

$$\dot{q}_v = \int_0^\delta P_0 \cdot \left(\exp\left(-\frac{2 \cdot (R_{\text{мч}} - r)}{\delta}\right) - \exp\left(-\frac{2 \cdot (R_{\text{мч}} + r)}{\delta}\right) \right) dr, \quad (3.3)$$

де

δ – товщина скін-шару, [м];

P_0 – теплова потужність вихрових струмів, індукованих на поверхні сфери, [Вт/м³].

$R_{\text{мч}}$ – радіус металеві частинки, [м].

Теплова потужність на поверхні металеві частинки (P_0) у розрахунку регулюється потужністю змінного магнітного поля індукційної печі для заданої частоти. При цьому P_0 відповідає заданій швидкості зростання температури поверхні металеві частинки [К/с].

Начальні умови:

$$T(r, 0) = 300 \text{ K}.$$

Граничні умови, необхідні для однозначного розв'язання рівняння (3.1) повинні включати умови для теплового потоку в центрі сфери металеві частинки та на її поверхні. Граничні умови другого роду мають вигляд:

$$\begin{aligned} -\lambda_1 \cdot \frac{\partial T}{\partial r} \Big|_{r=0} &= 0; \\ -\lambda_1 \cdot \frac{\partial T}{\partial r} \Big|_{r=R_{\text{мч}}} &= \lambda_2 \cdot \frac{\partial T}{\partial r} \Big|_{r=R_{\text{мч}}}. \end{aligned}$$

Одночасно з тим, як теплота від поверхні металеві частинки поширюється вглиб самої частинки, теплота також теплопровідністю поширюється від її поверхні до прилеглих і наступних шарів рудно-вугільної суміші в об'ємі брикету. Поширення

теплоти в об'ємі рудно-вугільної суміші брикету розраховується за диференціальним рівнянням теплопровідності (3.1):

$$\rho_2 \cdot c_2 \cdot \frac{\partial T}{\partial \tau} = \lambda_2 \cdot \nabla^2 T \pm \dot{q}_{\text{хр}}, \quad (3.4)$$

де

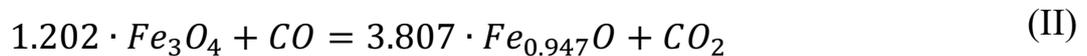
ρ_2, c_2, λ_2 – щільність [кг/м³], теплоємність [Дж/(кг·К)] та теплопровідність [Вт/(м·К)] рудно-вугільної суміші відповідно;

$\dot{q}_{\text{хр}}$ – теплота хімічних реакцій в об'ємі рудно-вугільної суміші, [Вт/м³].

Оскільки форма брикету в розрахунку прийнята сферичною, а властивості рудно-вугільної суміші в його об'ємі приймаємо постійними та ізотропними, оператор Лапласа для температури шару рудно-вугільної суміші має ту ж форму, що і для металевої частинки (3.2).

3.1.1 Теплота хімічних реакцій.

Хімічні реакції, що відбуваються в шарі рудно-вугільної суміші, в розрахунку приймалися за схемою, запропонованою авторами в роботі [89]:



Для розрахунку теплового ефекту кожної хімічної реакції використовували залежність і коефіцієнти, узагальнені в роботі [90]:

$$H(T) = A + B \cdot 10^{-3} \cdot T + C \cdot 10^{-6} \cdot T^2 + D \cdot 10^{-9} \cdot T^3. \quad (3.5)$$

Значення коефіцієнтів для кожної реакції наведені в Таб. 3.1.

Таб. 3.1. Коефіцієнти для розрахунку теплового ефекту хімічних реакцій відновлення гематиту, [кДж/моль]*.

Реакція	Температура T, [К]	A	B	C	D
---------	--------------------	---	---	---	---

(I)	298–600	-47,17	--	--	7,251
	600–850	-213,54	793,083	-1265,5	683,491
	850–970	-202,972	408,893	-247,092	--
	970–1050	--	243,201	-584,769	301,851
	1050–1300	-104,746	116,966	-52,622	--
	1300–1600	-21,224	--	-21,994	7,676
(II)	298–850	53,434	-46,41	127,212	-127,936
	850–1600	165,113	-324,134	236,199	-54,003
(III)	298–900	-10,505	-25,712	16,489	--
	900–1045	--	-10,906	-53,86	45,499
	1045–1184	--	-127,502	179,183	-70,717
	1184–1650	-9,868	-6,666	1,036	--
(IV)	298–900	165,391	37,045	-50,725	19,016
	900–1650	175,564	1,134	-7,629	1,504

*Для реакцій (I–III) значення наведені на 1 моль CO, для реакції (IV) – на 1 моль вуглецю.

Розрахунок теплового ефекту хімічних реакцій відновлення оксидів заліза і газифікації вуглецю в залежності від кількості CO що прореагував можна представити у вигляді системи рівнянь:

$$\begin{cases} q_I = \frac{1}{3} \cdot \frac{dm}{d\tau} (Fe_2O_3) \cdot \mu(Fe_2O_3)^{-1} \cdot H_I(T) \cdot 10^3 \\ q_{II} = \frac{1}{1.202} \cdot \frac{dm}{d\tau} (Fe_3O_4) \cdot \mu(Fe_3O_4)^{-1} \cdot H_{II}(T) \cdot 10^3 \\ q_{III} = \frac{dm}{d\tau} (Fe_{0.947}O) \cdot \mu(Fe_{0.947}O)^{-1} \cdot H_{III}(T) \cdot 10^3 \\ q_{IV} = \frac{1}{2} \cdot \left(\frac{q_I}{H_I(T)} + \frac{q_{II}}{H_{II}(T)} + \frac{q_{III}}{H_{III}(T)} \right) \cdot H_{IV}(T) \cdot 10^3 \end{cases} \quad (3.6)$$

де

$q_I, q_{II}, q_{III}, q_{IV}$ – тепловой эффект соответствующей химической реакции, [Вт];

$\frac{1}{3}, \frac{1}{1.202}, \frac{1}{2}$ – стехіометричні коефіцієнти для реакцій I, II і IV відповідно;

$\frac{dm}{d\tau}$ – зміна маси відповідного оксиду за часом, [кг/с];

μ – молярна маса відповідного оксиду, [кг/моль].

Зміна маси оксидів заліза і утворення відновленого заліза розраховувалася відповідно до рівняння Арреніуса першого порядку і може бути представлена у вигляді системи рівнянь:

$$\left\{ \begin{array}{l} \frac{dm}{d\tau}(Fe_2O_3) = -m'(Fe_2O_3) \cdot k_I \cdot \exp\left(-\frac{E_I}{RT}\right) \\ \frac{dm}{d\tau}(Fe_3O_4) = \left(A \cdot \frac{dm}{d\tau}(Fe_2O_3) + m'(Fe_3O_4)\right) \cdot k_{II} \cdot \exp\left(-\frac{E_{II}}{RT}\right) \\ \frac{dm}{d\tau}(Fe_{0.947}O) = \left(B \cdot \frac{dm}{d\tau}(Fe_3O_4) + m'(Fe_{0.947}O)\right) \cdot k_{III} \cdot \exp\left(-\frac{E_{III}}{RT}\right) \\ \frac{dm}{d\tau}(Fe) = C \cdot \frac{dm}{d\tau}(Fe_{0.947}O) \end{array} \right. \quad (3.7)$$

При цьому:

$$\left\{ \begin{array}{l} A = \frac{2}{3} \cdot \frac{\mu(Fe_3O_4)}{\mu(Fe_2O_3)} \\ B = \frac{3.807}{1.202} \cdot \frac{\mu(Fe_{0.947}O)}{\mu(Fe_3O_4)}, \\ C = 0.947 \cdot \frac{\mu(Fe)}{\mu(Fe_{0.947}O)} \end{array} \right. \quad (3.8)$$

де

m' - початкова маса речовини, [кг];

k_I, k_{II}, k_{III} – перед експоненціальний множник відповідної реакції, [1/с];

E_I, E_{II}, E_{III} – енергія активації відповідної реакції, [кДж/моль];

R – універсальна газова постійна, [Дж/(моль·К)];

T – температура реагуючої речовини, [К].

Значення перед експоненціального множника, а також значення енергії активації для реакцій (I–III) наведені в Таб. 3.2.

Таб. 3.2. Значення перед експоненціального множника, а також енергії активації для хімічних реакцій відновлення гематиту [89].

Перед експоненціальний множник, [1/с]	Енергія активації, [кДж/моль]
$k_I = 6,0 \cdot 10^{17}$	$E_I = 380$

$k_{II} = 7,5 \cdot 10^{16}$	$E_{II} = 410$
$k_{III} = 1,7 \cdot 10^{11}$	$E_{III} = 330$

Начальні умови:

$$T(r, 0) = 300 \text{ K.}$$

Граничні умови, необхідні для однозначного розв'язання рівняння (3.4) повинні включати умови теплопередачі від зовнішньої поверхні, що нагріває частинки, до внутрішньої поверхні рудно-вугільної суміші, а також втрати теплоти випромінюванням від зовнішньої поверхні брикету. Граничні умови другого роду для внутрішньої поверхні рудно-вугільної суміші і третього роду для зовнішньої поверхні брикету матимуть вугілля:

$$-\lambda_2 \cdot \frac{\partial T}{\partial r} \Big|_{r=R_{\text{мч}}} = \lambda_1 \cdot \frac{\partial T}{\partial r} \Big|_{r=R_{\text{мч}}};$$

$$-\lambda_2 \cdot \frac{\partial T}{\partial r} \Big|_{r=R_{\text{ок}}} = F_{\text{пот}} \cdot \sigma \cdot (T_{\text{бр}}^4 - T_{\text{ос}}^4),$$

де

$F_{\text{пот}}$ – частка втрат теплоти через футеровку індукційної печі;

σ – постійна Стефана-Больцмана, [Вт/(м²·К⁴)];

$T_{\text{бр}}, T_{\text{ос}}$ – температура поверхні брикету та навколишнього середовища, [К].

Рішення диференціальних рівнянь проводили апроксимацією похідних методом кінцевих різниць [91]. Для приватних похідних першого і другого порядку у виразі (3.2) проводили заміну похідних на розділені різниці рівняння з центральною апроксимацією:

$$\frac{\partial T}{\partial r} \Big|_r \approx \frac{T_{r+1} - T_{r-1}}{2 \cdot \Delta r} - O(\Delta r^2); \quad (3.9)$$

$$\frac{\partial^2 T}{\partial r^2} \Big|_r \approx \frac{T_{r+1} - 2 \cdot T_r + T_{r-1}}{\Delta r^2} - O(\Delta r^2). \quad (3.10)$$

Для отримання рішення похідної першого порядку за часом у виразах (3.1)(3.4) проводили заміну на розділене різницеve рівняння з апроксимацією «вперед» [92]:

$$\left. \frac{\partial T}{\partial \tau} \right|_r \approx \frac{T_r^{\tau+1} - T_r^\tau}{\Delta \tau} - O(\Delta \tau^2). \quad (3.11)$$

При вирішенні системи рівнянь за часом використовується явна схема. У зв'язку з нестійкістю явних схем, яка виражається в тому, що система рівнянь із збільшенням часу і наближенням значень температур до своїх рівноважних значень буде схильна до чисельних коливань, що не мають місця в реальності, для стабілізації розрахункової схеми був використаний критерій стабільності для одновимірної розрахункової схеми [92]:

$$Fo \leq \frac{1}{2}, \quad (3.12)$$

де Fo – звичайно-різниця форма числа подібності Фур'є:

$$Fo = \frac{\lambda}{\rho \cdot c} \cdot \frac{\Delta \tau}{(\Delta r^2)}. \quad (3.13)$$

Похибка апроксимації для виразів (3.9)(3.10) буде дорівнювати квадрату кроку по радіусу. У разі апроксимації похідної першого порядку за часом похибка буде дорівнювати квадрату кроку за часом.

Для прикладу, при виборі кроку по радіусу, рівному діаметру частинки рудного концентрату ($\Delta r = 0,002$ м) максимальна похибка апроксимації при розрахунку зміни температури по радіусу складе 0,23 К. За критерієм стабільності (3.12) при обраному кроці по радіусу 2 мм, шаг по часу $\Delta \tau$ складе 8,4 с, при цьому максимальна похибка апроксимації при розрахунку зміни температури за часом складе 0,27 К. Вже при температурі 300 К максимальна сумарна похибка апроксимації складе 0,17%.

3.1.2 Перевірка адекватності математичної моделі.

Для перевірки адекватності розробленої математичної моделі використовували результати експериментальних досліджень, опублікованих у роботі [93]. Автори досліджували нагрівання та відновлення сумішей залізородного концентрату та пилоподібного вугілля шляхом непрямого нагрівання в циліндричному тиглі. Циліндричний сталевий тигель діаметром 118 мм і висотою 150 мм (Рис. 3.2) з повним завантаженням сумішей поміщався в муфельну піч, в якій підтримувалася постійна температура 1200°C протягом заданого часу реакції. Профіль температури і ступеня

відновлення, а також розподіл залишкового вуглецю вимірювалися за допомогою вбудованих термопар (Рис. 3.3) під час реакції та відбору проб і хімічного аналізу твердих речовин, що прореагували.

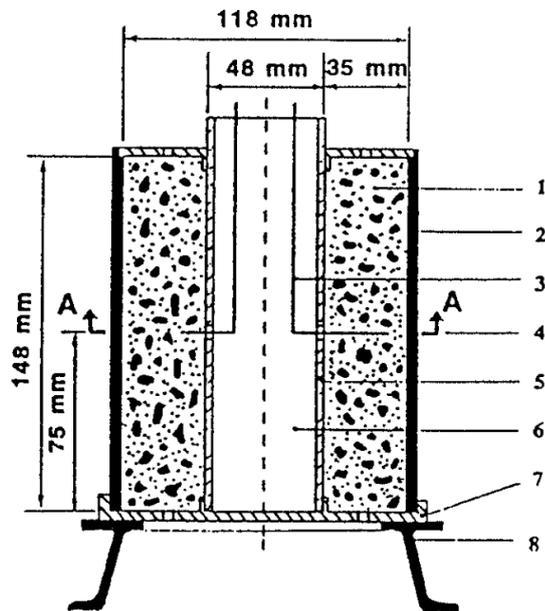


Рис. 3.2. Схема експериментальної установки: 1 - Суміш залізородного концентрату та вугілля, 2 - циліндр з нержавіючої сталі, 3 - термопар, 4 - перетин А-А для вимірювання температури і відбору проб, 5 - керамічна труба, 6 - вогнетривкий наповнювач, 7 - сталева плита з отворами діаметром 3 мм, 8 - сталевий постамент.

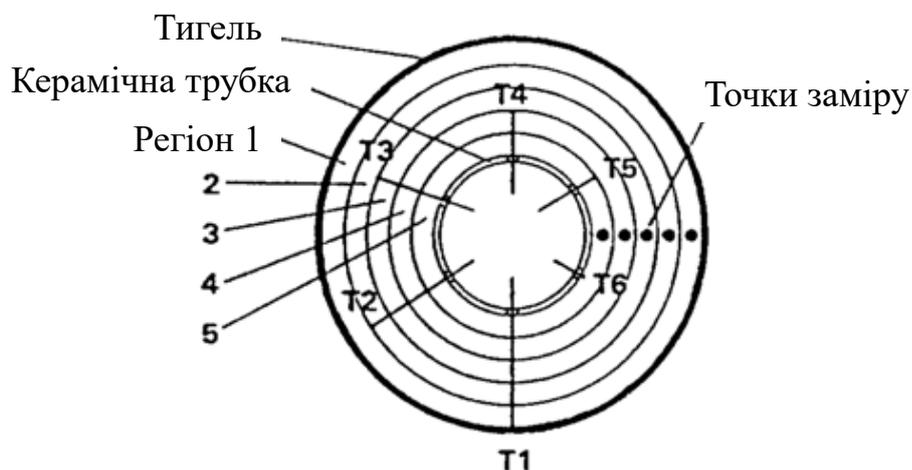


Рис. 3.3. Перетин А-А для вимірювань температури та місць відбору проб: ширина вимірювальних зон – 7 мм; діаметр термопар – 0,5 мм; діаметр отворів для відбору проб – 2,4 мм.

В ході експерименту в циліндр завантажувалася суміш рудно-вугільного концентрату і дрібнодисперсного вугілля у співвідношенні 80% концентрату і 20% вугілля. Щільність суміші становила 2,1 кг/м³.

Циліндр поміщався в муфельну піч, попередньо розігріту до температури 1350°C. Після закриття дверей температура в печі падала до 950°C а потім відновлювалась до 1200°C на протязі перших 5 хвилин. Тоді регулятор температури печі встановлювався на 1200°C та надалі температура в печі залишалась постійною. Відбір проб і вимірювання температури по радіусу матеріалу проводили на 10, 20, 30, 40, 50 и 60 хвилині. Результати експерименту наведені на Рис. 3.4

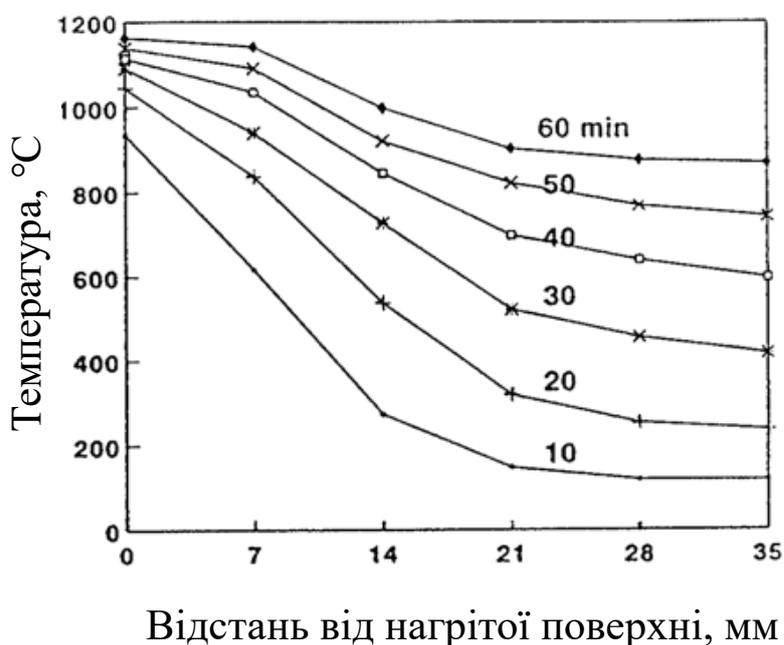


Рис. 3.4. Профіль температур при температурі в печі 1200°C.

Для адаптації розробленої математичної моделі до умов експерименту в неї було внесено ряд змін які не впливають на точність розрахунків але приводять умови розрахунку у відповідність до умов експерименту:

1. Замість виразу (3.2) для сферичного тіла було використано оператор Лапласа для циліндричного тіла з осью симетрії [88]:

$$\nabla^2 T = \frac{1}{r} \cdot \frac{\partial}{\partial r} \left(r \cdot \frac{\partial T}{\partial r} \right) = \frac{1}{r} \cdot \frac{\partial T}{\partial r} + \frac{\partial^2 T}{\partial r^2}. \quad (3.14)$$

2. Відповідно до умов експерименту граничні умови для зовнішньої поверхні циліндра мають вигляд:

$$T(r = R_{\text{нар}}) = T_{\text{печи}} .$$

3. Граничні умови для внутрішнього циліндра будуть:

$$-\lambda \cdot \frac{\partial T}{\partial r} \Big|_{r=R_{\text{внутр}}} = 0 .$$

Зазначені вище умови експерименту були використані для розрахунку профілю температур у циліндричному тиглі за допомогою адаптованої математичної моделі. Результати математичного моделювання представлені на Рис. 3.5. Пунктирні лінії відображають результати вимірювання температури в ході експерименту (Рис. 3.4), суцільні лінії - результати розрахунку.

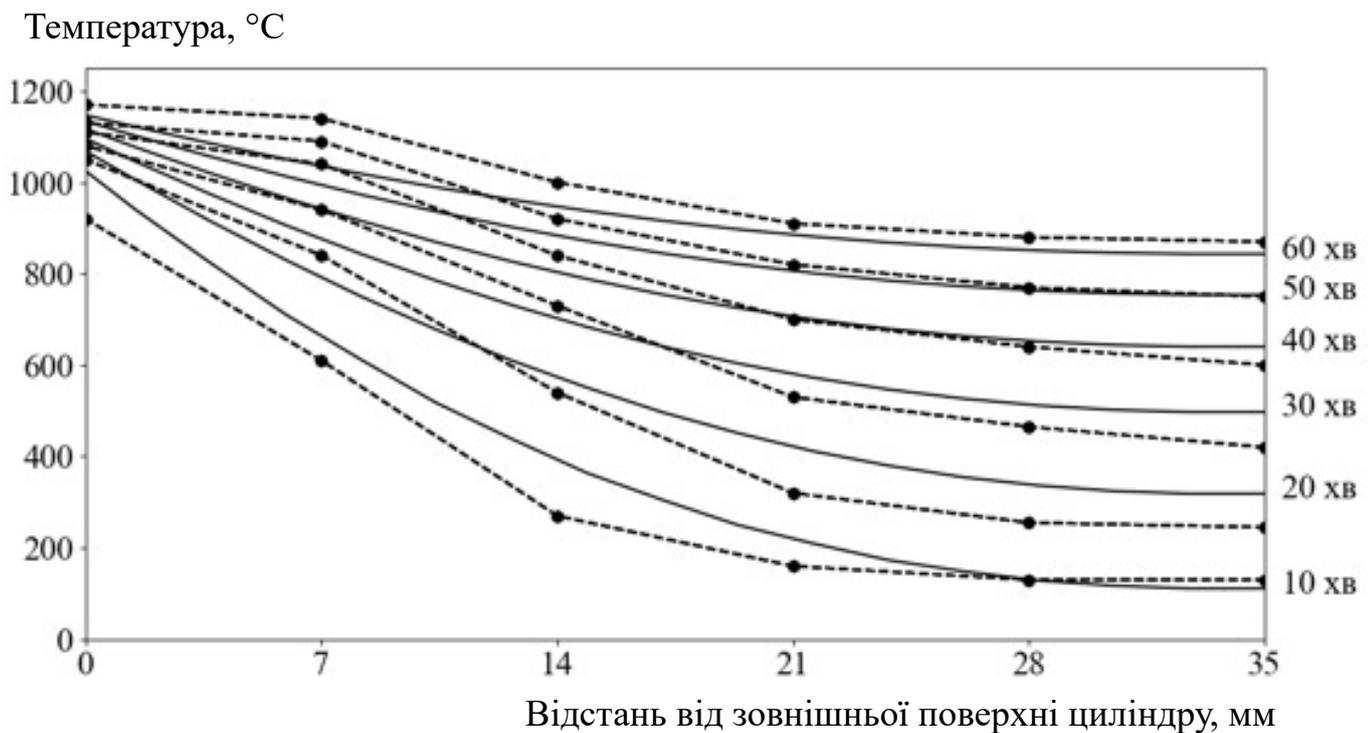


Рис. 3.5. Порівняльний аналіз результатів експерименту та математичного моделювання процесу нагрівання рудно-вугільної суміші при постійній температурі в печі 1200°C.

Було проведено порівняння результатів розрахунку температурного профілю для умов експерименту і параметрів експериментальної установки та фактичних

результатів вимірювання температури в ході експерименту. Для кожного значення температури в точці установки термопари оцінювали відносну похибку розрахунку температури за формулою [94]:

$$\varepsilon_{\text{отн}} = \frac{|T_{\text{расч}} - T_{\text{эксп}}|}{T_{\text{эксп}}} \cdot 100\% \quad (3.15)$$

Також для кожної послідовності вимірювань за часом було розраховано середню відносну похибку за формулою:

$$\bar{\varepsilon}_{\text{отн}} = \frac{1}{N} \cdot \sum_{i=1}^N \varepsilon_{\text{отн},i} \quad (3.16)$$

Результати порівняння розрахункових та експериментальних значень температури представлені у Таб. 3.3.

Таб. 3.3. Порівняльна характеристика експериментальних і розрахункових даних температури при нагріванні при постійній температурі печі 1200°C.

Час, хв	Відносна помилка, %						Середня відносна помилка, %
	Відстань від зовнішньої поверхні циліндра, мм						
	0	7	14	21	28	35	
10	16,1	16,5	34,7	31,0	1,3	14,7	19,05
20	4,8	1,2	2,0	28,6	31,9	30,0	16,43
30	3,8	3,6	6,4	8,0	10,0	18,4	8,38
40	2,5	7,1	6,1	0,0	1,8	6,7	4,05
50	1,8	7,0	5,3	2,3	0,9	0,5	2,96
60	0,9	7,8	6,2	3,1	3,3	3,1	4,07

Порівняння чисельних і експериментальних даних показало, що розроблена модель якісно і кількісно відповідає процесам теплопровідності в щільному шарі рудно-вугільної суміші. Середня відносна похибка розрахунку температури для кожного часу вимірювання не перевищує 5–8% для часових інтервалів 30–60 хвилин та 16–19% для часових інтервалів 10–20 хвилин. Це пояснюється тим, що в розрахунковій моделі теплопровідність і теплоємність рудно-вугільної суміші

приймається незалежною від температури і ступеня відновлення рудного матеріалу в той час, як дійсні теплоємність і теплопровідність залізної руди і вугілля змінюються із зростанням температури. Також слід зазначити, що в ході нагрівання і відновлення склад суміші змінюється з утворенням свіжевідновленого заліза, що також призводить до зміни фізичних характеристик суміші внаслідок відмінності властивостей речовин, що входять до складу суміші.

Оскільки в роботі [93] автори не вказують значення фізичних властивостей суміші, що використовується в експериментах, теплоємність рудно-вугільної суміші та теплопровідність вважалися постійними та рівними 2 000 [Дж/(кг·К)] та 1,0 [Вт/(м·К)]. Дані значення для фізичних властивостей рудно-вугільної суміші більше відповідають температурам вище 800°C. Водночас при значенні теплопровідності суміші 0,8 [Вт/(м·К)] середня відносна похибка для вимірювань на 20 хвилині приймає значення 4,7%, що відповідає значенню теплопровідності суміші гематиту і вугілля при температурах нижче 600°C.

3.2 Результати математичного моделювання процесу нагріву та відновлення залізо-рудно-вугільного окатиша при індукційному нагріві.

Для математичного моделювання прийнято залізо-рудно-вугільний брикет радіусом 20 мм з окатишем DRI радіусом 8 мм, розташованим у центрі брикету (Рис. 3.6). Швидкість нагрівання поверхні металевої частинки задавалася 50 К/с частота при цьому складала 3,9 кГц. По досягненню температури 1200°C у будь-якій точці всередині брикету потужність індукційного поля знижувалася, і далі температура підтримувалася постійною.

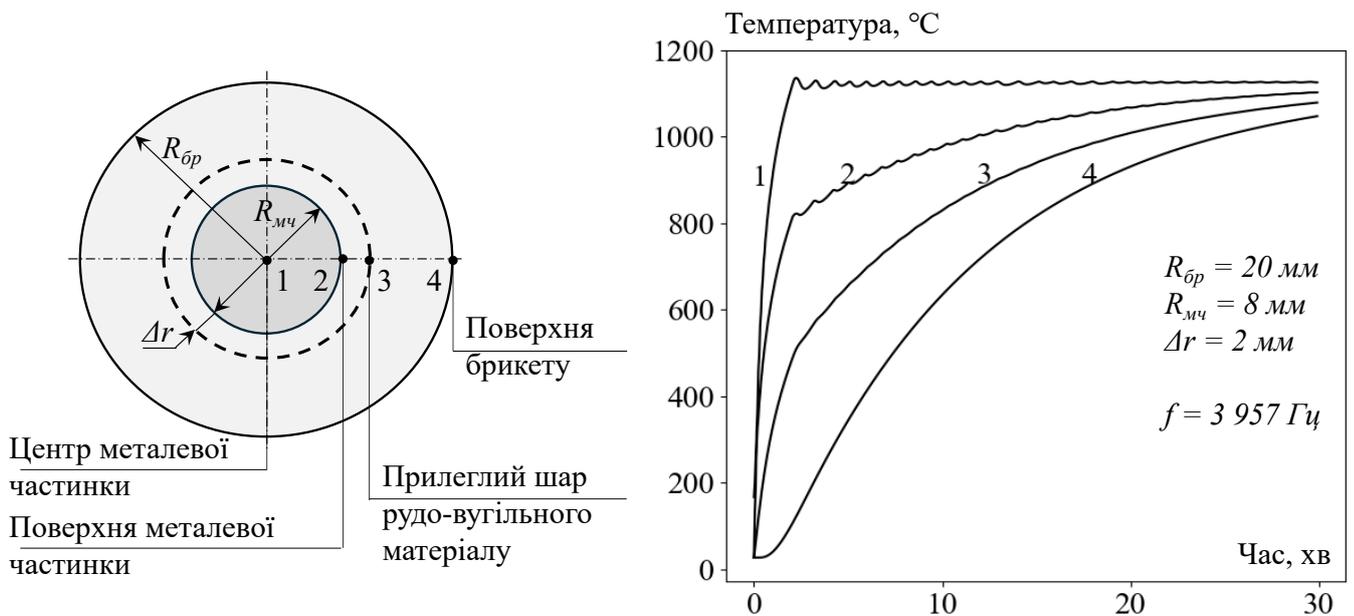


Рис. 3.6. Розподіл температур у брикеті з металевим ядром.

Частота змінного струму в індукторі печі вибиралася таким чином, щоб виконувалася умова ефективного нагрівання металеві сфери в індукційному полі, прийнята нами в розділі 2 ($R_{мч} = \delta$). За такої умови виділення теплової енергії відбуватиметься в усьому внутрішньому об'ємі металеві частинки, але буде нерівномірним і відповідатиме експоненційному розподілу щільності індуктованих вихрових струмів. Виділений об'єм джоулевої теплоти від індуктованих струмів з різною швидкістю буде підвищувати температуру внутрішніх областей сфери металеві частинки. З одного боку це буде пов'язано з співвідношенням внутрішнього об'єму матеріалу відповідного шару металеві частинки і джоулевої теплоти, виділеної в цьому шарі, а з іншого – з наявністю або відсутністю теплопередачі від цієї зони до сусідніх.

Як видно з Рис. 3.6 нагрівання поверхні металеві частинки відстає від нагрівання ядра, оскільки теплота ефективно відводиться від поверхні скін-шару до прилеглого шару рудно-вугільної суміші, нагріваючи його. У той же час теплота, виділена у внутрішніх шарах металеві частинки, у міру наближення до центру сфери, припадає на все меншу кількість матеріалу металеві частинки, перегріваючи її внутрішній об'єм. Таким чином, температурні обмеження при проведенні процесу нагрівання та відновлення залізо-рудно-вугільних брикетів насамперед будуть

стосуватися недопущення перегріву і оплавлення ядра металеві частинки. Для цього необхідно при проведенні процесу знижувати потужність індукційного поля або його частоту, про що докладніше буде сказано далі.

Нагрівання рудно-вугільної суміші відбувається значно повільніше, ніж прогрівання ядра, внаслідок більш низької теплопровідності, а також втрат теплоти в навколишнє середовище з поверхні брикету. Рудно-вугільна суміш брикету досягає температур відновлення (900°C) на 15–20 хвилині. При цьому прилеглий до металеві частинки шар випереджає нагрівання поверхні брикету приблизно на 5–7 хвилин.

Зменшення радіуса брикету до 16 мм при незмінному радіусі металеві частинки очікувано призводить до скорочення часу нагрівання зовнішнього шару брикету до температури відновлення до 8–10 хвилин (Рис. 3.7а). У той же час зменшення радіуса металеві частинки що нагрівається (ядра брикету) до 6 мм при незмінному радіусі брикету 20 мм, збільшує час нагрівання зовнішнього шару рудно-вугільної суміші брикету до більш ніж 30 хвилин (Рис. 3.7б). Вибір співвідношення мас нагрівальної металеві частинки та рудно-вугільної суміші брикету дозволяє істотно впливати на час проведення процесу нагрівання та відновлення рудно-вугільної шихти.

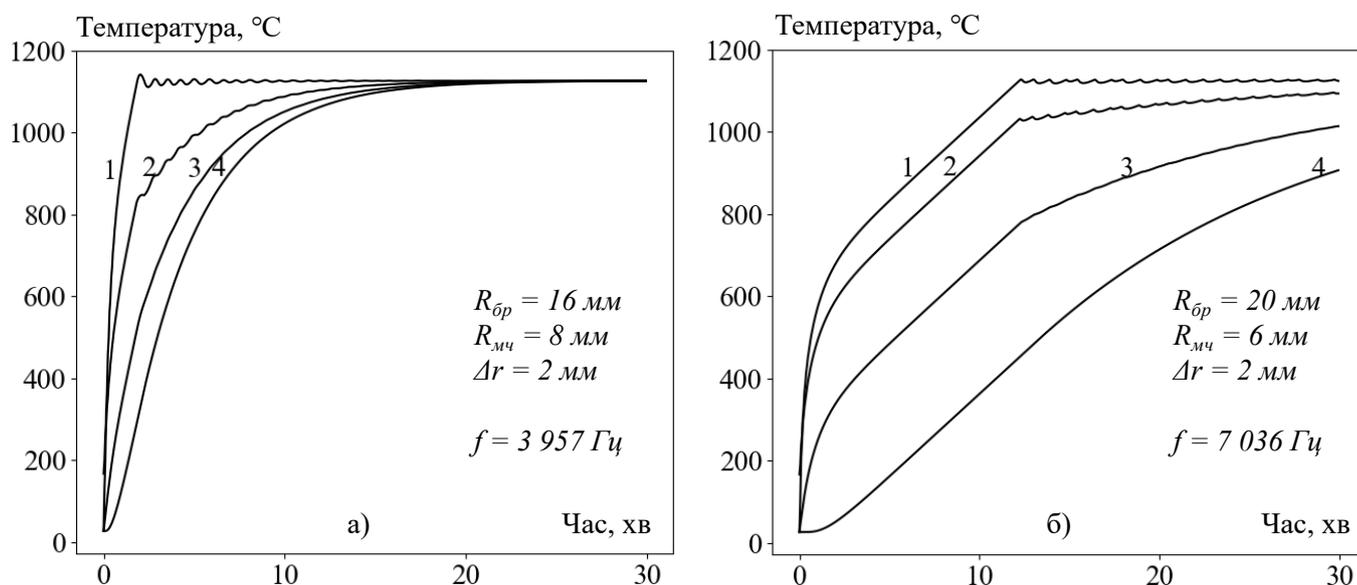


Рис. 3.7. Розподіл температур в брикеті з металевим ядром.

Як видно з Рис. 3.6 та Рис. 3.7 нагрівання поверхні металеві частинки відстає від нагрівання ядра, оскільки теплота ефективно відводиться від скін-шару в центр

металевої частинки, перегріваючи його. Також теплота від скін-шару відводиться на нагрівання рудно-вугільної суміші брикету. Однак температурні обмеження при проведенні процесу нагрівання і відновлення залізо-рудно-вугільних брикетів насамперед будуть стосуватися недопущення перегріву і оплавлення ядра металевої частинки. Сумарну теплову потужність, що виділяється в металевій частинці при моделюванні процесу нагрівання і відновлення, поетапно знижували при досягненні ядром температури понад 1200°C .

Однак при проведенні реального процесу в індукційній печі не представляється можливим виміряти температуру всередині металевого ядра брикету. Тоді важливим параметром ведення процесу буде зміна теплової потужності нагрівальних металевих частинок в шихті за часом ведення процесу для недопущення перегріву і оплавлення. Для прикладу наведемо динаміку зміни теплової потужності металевої частинки (Рис. 3.8б) для брикету с параметрами, наведеними на Рис. 3.8а.

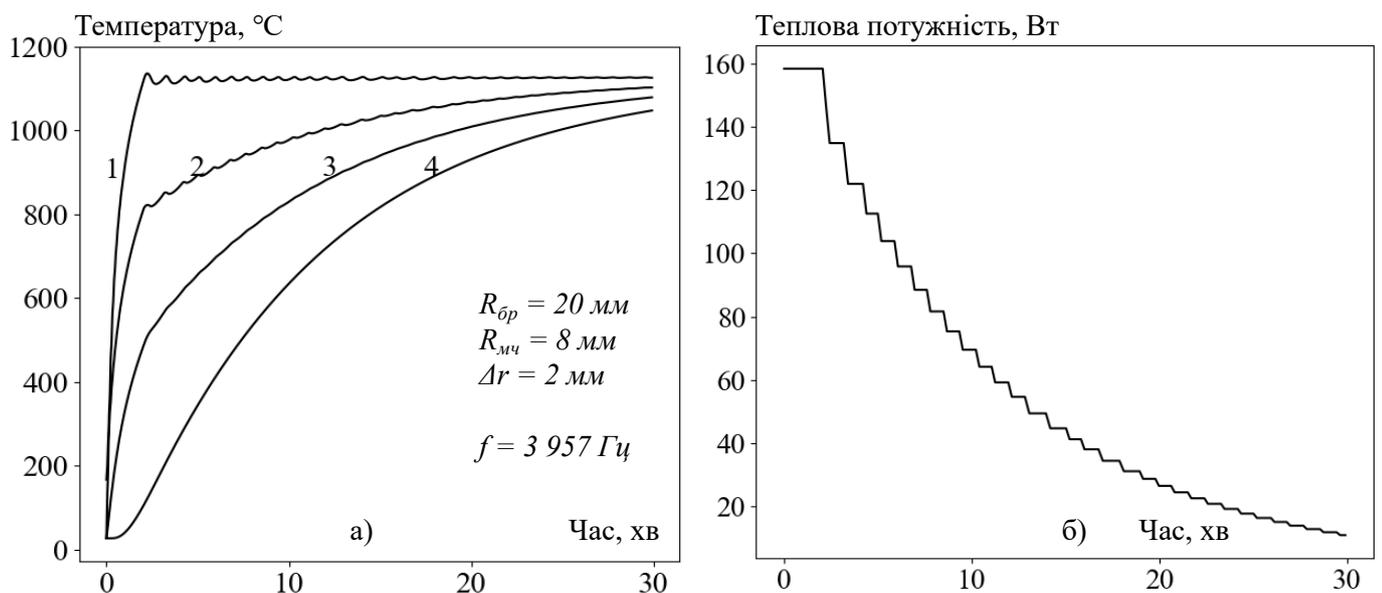


Рис. 3.8. Динаміка зміни теплової потужності металевого ядра відповідно до розподілу температур у брикеті.

Поетапне зниження теплової потужності металевого ядра починаючи з 2 хвилини відповідно до графіка, наведеного на Рис. 3.8б дозволить підтримувати температуру ядра металевої частинки що нагрівається на рівні 1200°C протягом усього процесу нагрівання та відновлення рудно-вугільної суміші брикету. При

такому режимі нагрівання хімічні реакції відновлення рудної частини шихти та газифікації вугілля в першому, прилеглому до металевого ядра шарі рудно-вугільної суміші, розпочнуться приблизно на 7 хвилині (Рис. 3.9а). Відновлення гематиту до металевого стану завершиться приблизно до 20 хвилини.

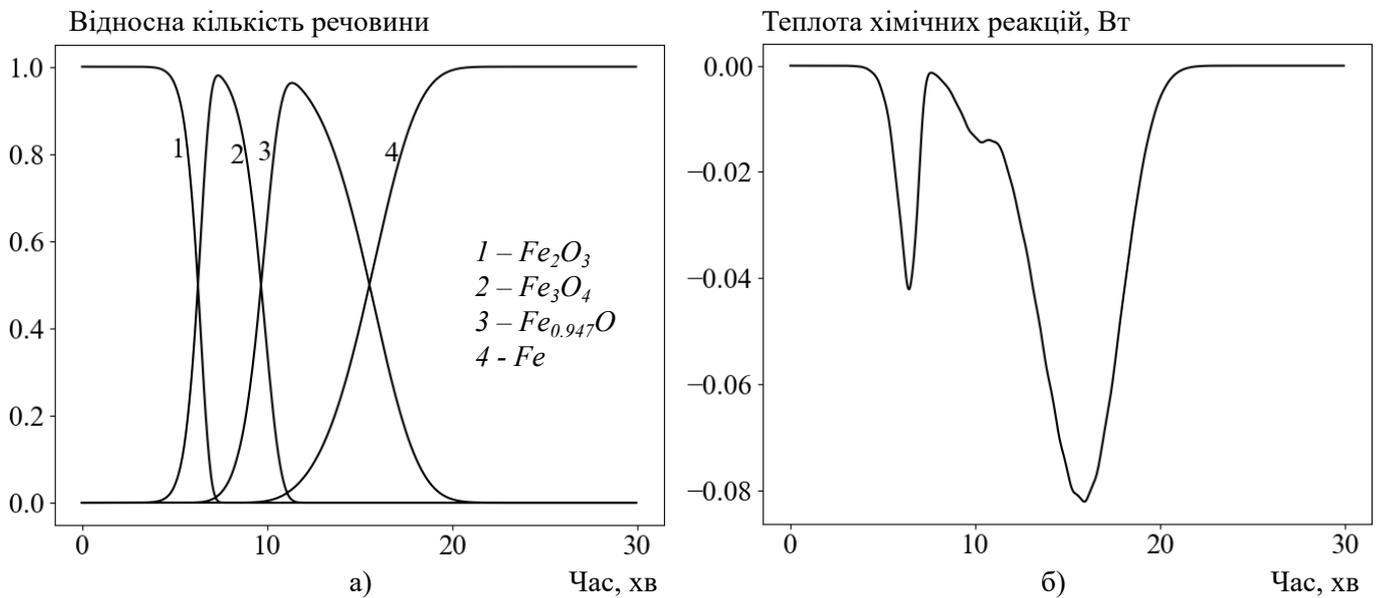


Рис. 3.9. Динаміка хімічних перетворень у прилеглому до металевого ядра шарі рудно-вугільної суміші (а) і сумарна теплота хімічних реакцій (б).

Сумарний тепловий ефект реакцій відновлення і газифікації вуглецю ендотермічний (Рис. 3.9б). У разі недостатньої кількості теплоти від металеві частинки що нагрівається це впливатиме на швидкість протікання хімічних реакцій відновлення в основному за рахунок відставання реакцій газифікації вуглецю, оскільки саме ці реакції споживають найбільшу кількість теплової енергії. Пікове значення витрати теплової енергії на хімічні перетворення припадає на етап відновлення вюстититу приблизно на 17 хвилині процесу. Ступінь відновлення гематиту в першому прилеглому до металевого ядра шарі і в зовнішньому шарі залізо-рудно-вугільного брикету представлені на Рис. 3.10.

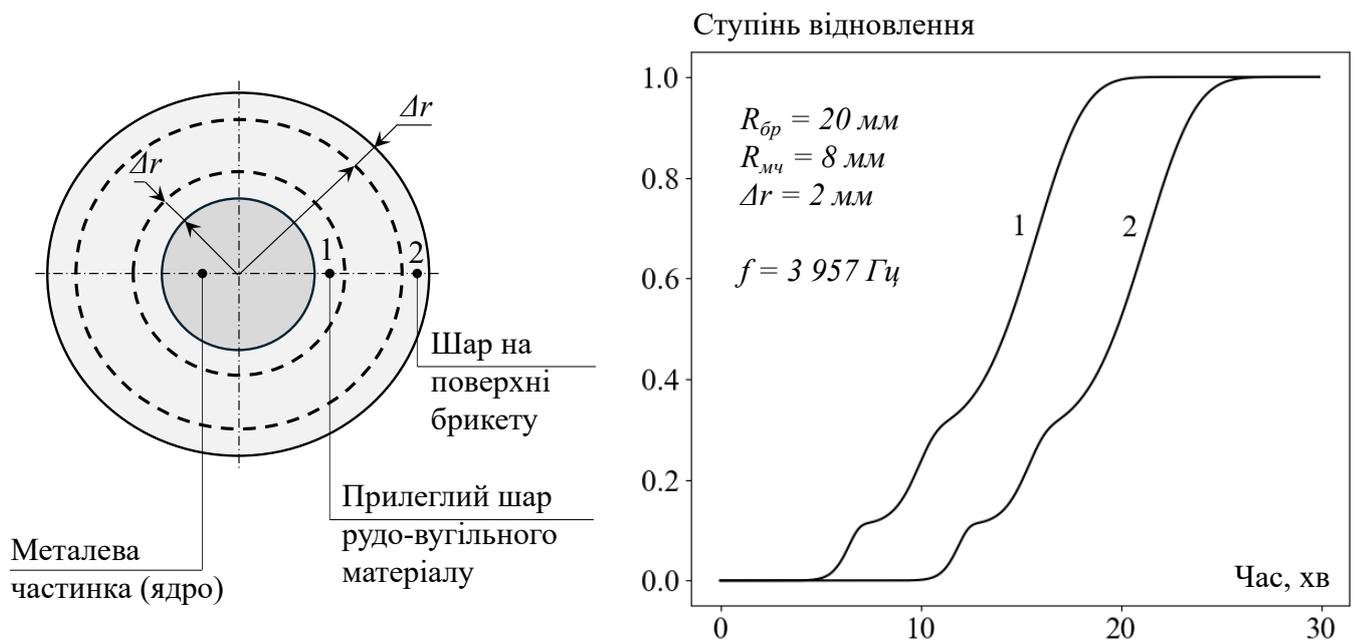


Рис. 3.10. Динаміка відновлення гематиту в об'ємі залізо-рудно-вугільного брикету.

Як видно з Рис. 3.10 відновлення рудної частини шихти брикету відбувається в міру прогрівання рудно-вугільної суміші і завершується утворенням металевого заліза на поверхні брикету приблизно на 25 хвилині. Також можна сказати, що теплові ефекти хімічних реакцій впливають на швидкість відновлення гематиту, особливо на стадії відновлення вюститу.

3.2.1 Розрахунок впливу збільшення об'єму металеві частинки на нагрів рудно-вугільної суміші.

Металеві частинки радіусом $R_{мч}$, які знаходяться в шарі суміші залізо-рудно-вугільного брикету в робочому просторі індукційної печі, нагріваються до 900–1200°C електромагнітною індукцією електричною потужністю вихрових струмів, індукованих в скін-шарі металеві частинки $R_{мч}$. Після досягнення прилеглими до металевого нагрівача шарами суміші оксидів заліза і вугілля товщиною Δr температур відновлення і наявності надлишкової теплоти для відновлення маси розігрітого шару шихти, відбувалося утворення металевого заліза.

У першому наближенні, без урахування зміни маси шихти індукційної печі за рахунок відведення від зони реакції діоксиду вуглецю CO_2 і припускаючи рівність товщини шару свіжевідновленого заліза і товщини шару відновленої суміші оксидів

заліза і вугілля, приймаємо, що свіжевідновлене залізо товщиною Δr разом з початковою частинкою радіусом $R_{\text{мч}}$ утворюють сумарну металеву частинку радіусом $R'_{\text{мч}}$. Якщо в процесі відновлення частота змінного струму індуктора залишиться незмінною, то товщина скін-шару в сумарній металевій частинці також залишиться незмінною і буде дорівнювати товщині скін-шару початкової частинки ($\delta' = \delta$) (Рис. 3.11), а оскільки товщина скін-шару початкової частинки з умов ефективного індукційного нагрівання приймалася нами рівною її радіусу тоді $\delta' = \delta = R_{\text{мч}}$. За цієї умови радіус сумарної металеві частинки стане більшим, ніж товщина скін-шару в сумарній частинці, і всередині металеві частинки утвориться ядро, вільне від вихрових струмів. Це ядро не буде далі брати участь у перетворенні енергії змінного магнітного поля індуктора в теплову енергію металеві частинки, оскільки 86,5% потужності вихрових струмів буде сконцентровано в межах скін-шару, решта 13,5% теплової потужності вихрових струмів будуть зосереджені в найближчому малому внутрішньому шарі, прилеглому до скін-шару [84]. Однак, ця обставина дозволяє нам у розрахунках не брати до уваги охолодження ядра металеві частинки в ході відновлення зовнішніх шарів рудно-вугільної суміші та зростання радіусу сумарної металеві частинки. Об'єм скін-шару сумарної металеві частинки $V'(\delta)$ буде дорівнювати:

$$\begin{aligned}
 V(\delta') &= V(R'_{\text{мч}}) - V(R_2) \\
 R'_{\text{мч}} &= R_{\text{мч}} + \Delta R_i \\
 R_2 &= R'_{\text{мч}} - \delta' = R'_{\text{мч}} - R_{\text{мч}} = \Delta R_i \\
 V(\delta') &= \frac{4}{3} \cdot \pi \cdot (R_{\text{мч}}^3 + 3 \cdot R_{\text{мч}}^2 \cdot \Delta R_i + 3 \cdot R_{\text{мч}} \cdot \Delta R_i^2) \quad (3.17)
 \end{aligned}$$

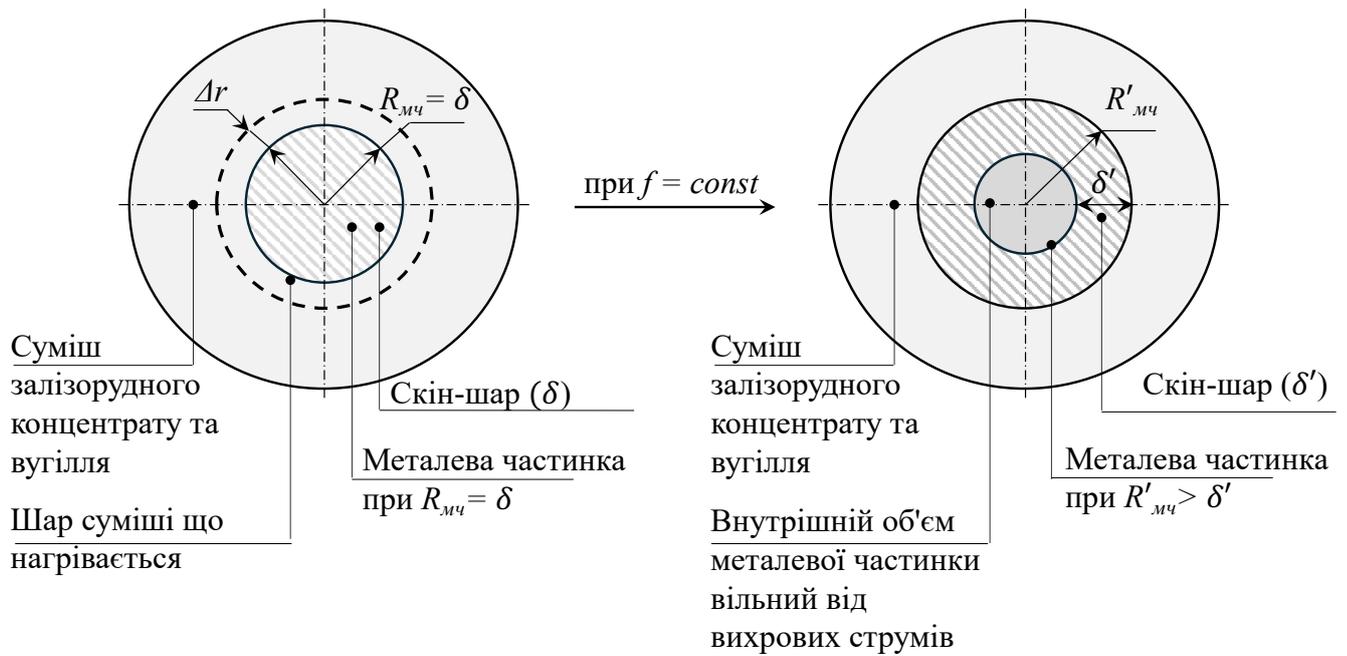


Рис. 3.11. Схема утворення сумарної металевої частинки при відновленні нагрітого шару залізорудного концентрату і вугілля товщиною Δr при незмінній частоті змінного струму індуктора.

При постійній частоті змінного струму в індукторі печі глибина проникнення магнітного поля в матеріал металевої частинки залишається незмінною, а значить і товщина скін-шару сумарної частинки не зазнає змін. Таким чином, при зростанні радіуса металевої частинки в процесі відновлення і металізації прилеглих до металевої частинки шарів рудно-вугільної суміші, порушується рівність $R_{Mч} = \delta$ та потужність вихрових струмів, індуктованих в межах скін-шару в металевій частинці, стає пропорційною об'єму скін-шару відповідно до виразів (2.8)(2.9):

$$\frac{P(\delta')}{P(\delta)} = \frac{\xi \cdot B^2 \cdot f^2 \cdot V(\delta')}{\xi \cdot B^2 \cdot f^2 \cdot V(\delta)} \approx \frac{V(\delta')}{V(\delta)} = \frac{R_{Mч}^3 + 3 \cdot R_{Mч}^2 \cdot \Delta r + 3 \cdot R_{Mч} \cdot \Delta r^2}{R_{Mч}^3} \quad (3.18)$$

Збільшення об'єму сферичної металевої частинки брикету за рахунок знову відновленого заліза буде також супроводжуватися збільшенням площі поверхні теплообміну металевої частинки з прилеглим шаром рудно-вугільної шихти брикету. Збільшення площі теплообміну з одного боку і збільшення теплової потужності об'єму скін-шару з іншого змінять величину щільності теплового потоку від сумарної металевої частинки відповідно до виразу:

$$\frac{q(R'_{\text{мч}})}{q(R_{\text{мч}})} = \frac{P(\delta') \cdot F(R_{\text{мч}})}{F(R'_{\text{мч}}) \cdot P(\delta)} = \frac{R_{\text{мч}}^3 + 3 \cdot R_{\text{мч}}^2 \cdot \Delta r + 3 \cdot R_{\text{мч}} \cdot \Delta r^2}{R_{\text{мч}}^3 + 2 \cdot R_{\text{мч}}^2 \cdot \Delta r + R_{\text{мч}} \cdot \Delta r^2} \quad (3.19)$$

Проведемо розрахунок швидкості зміни теплової потужності та щільності теплового потоку для металеві частинки з початковим радіусом 5 мм. Вона розташована в центрі залізо-рудно-вугільного брикету радіусом 20 мм. У міру відновлення прилеглих до металеві ядра шарів рудно-вугільної шихти брикету радіус металеві частинки що нагрівається буде зростати від 5 мм до 20 мм. Частота змінного струму індуктора печі буде постійною протягом усього процесу відновлення. Результати такого розрахунку представлені на Рис. 3.12.

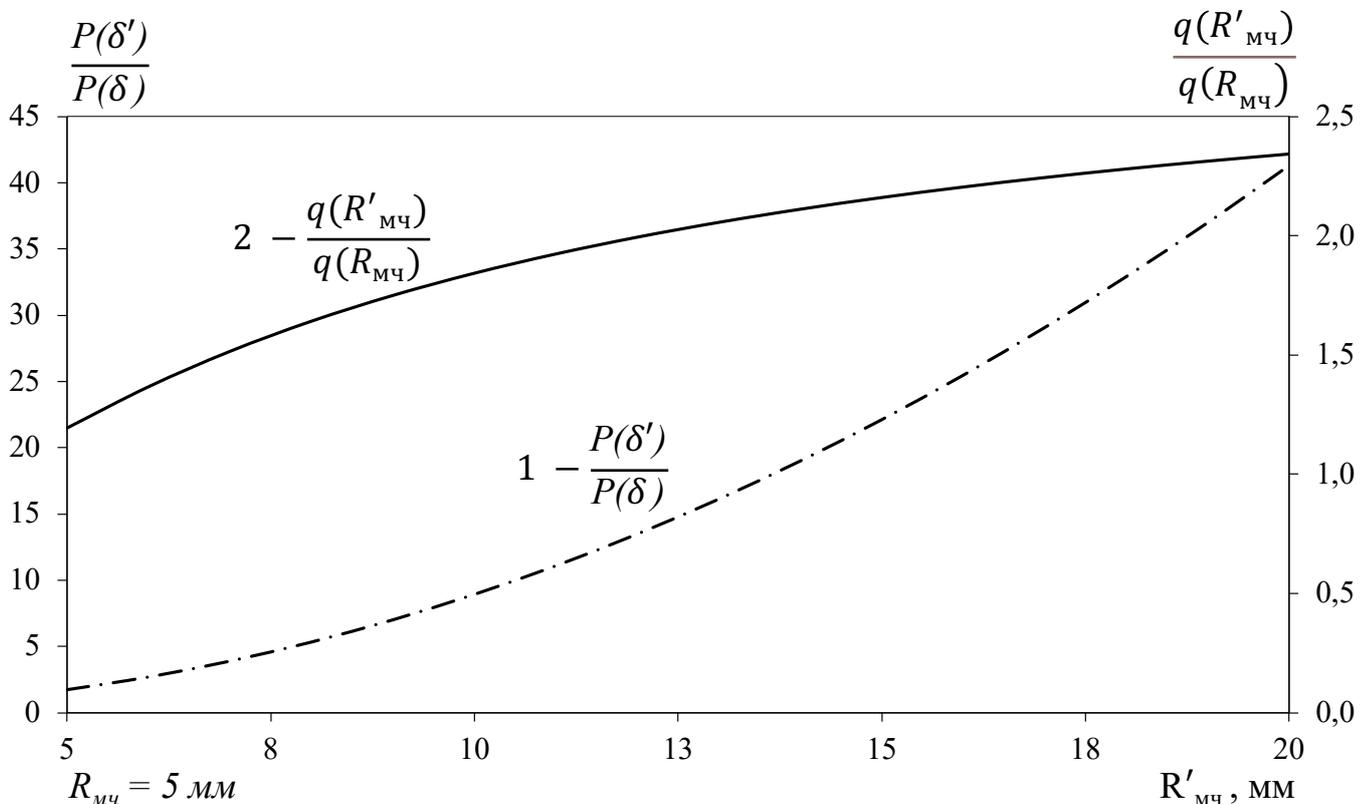


Рис. 3.12. Відносна зміна теплової потужності: 1 - $P'(\delta)/P(\delta)$ та теплового потоку 2 - $q'(R_{\text{мч}})/q(R_{\text{мч}})$ сумарної металеві частинки залежно від її радіуса.

Протягом усього процесу відновлення рудно-вугільної шихти брикету і зростання металеві частинки від початкового радіусу – 5 мм до радіусу брикету – 20 мм зростає потужність індукції, яка перетворюється в теплову енергію в скін-шарі металеві частинки (крива 1 на Рис. 3.12). При цьому зростання теплової потужності

металевої частинки не компенсується меншим відносним збільшенням площі поверхні теплообміну, що призводить до зростання щільності теплового потоку $q = P(\delta)/F(R_{\text{мч}})$ (крива 2 на Рис. 3.12). Відповідно до зростання об'єму металевої частинки буде зростати її теплова потужність $P(\delta)$ и щільність теплового потоку $q(R_{\text{мч}})$ від її поверхні до рудно-вугільної шихти.

Це свідчить про автокаталітичний характер процесу відновлення залізо-рудно-вугільних брикетів в індукційній печі. У міру відновлення прилеглих до металевої частинки що нагрівається шарів рудно-вугільної шихти, її металізації та включення в об'єм металевої частинки, зростає теплова потужність, що виділяється в сумарній частинці, і швидкість зростання теплової потужності «випереджає» швидкість зростання площі поверхні, що випромінює тепловий потік. У сумі ці фактори призводять до збільшення питомого теплового потоку від металевої частинки що нагрівається на прилеглу рудно-вугільну шихту, прискорення прогріву і відновлення все нових і нових шарів рудно-вугільної шихти і самого прискорення всього процесу нагріву і відновлення оксидів заліза в залізо-рудно-вугільному брикеті.

Для уникнення перегріву металевої частини і відновлюваної шихти, розплавлення відновленого заліза при збільшенні теплового потоку і теплової потужності індукційного нагріву, потужність індуктора повинна бути знижена до рівня, при якому залишається рівним початковий питомий тепловий потік через площу поверхні теплообміну між металевою частинкою-нагрівачем і сумішшю залізородного концентрату і вугілля, а саме будуть виконуватися умови $q = \text{const}$ (крива 1 на Рис. 3.13).

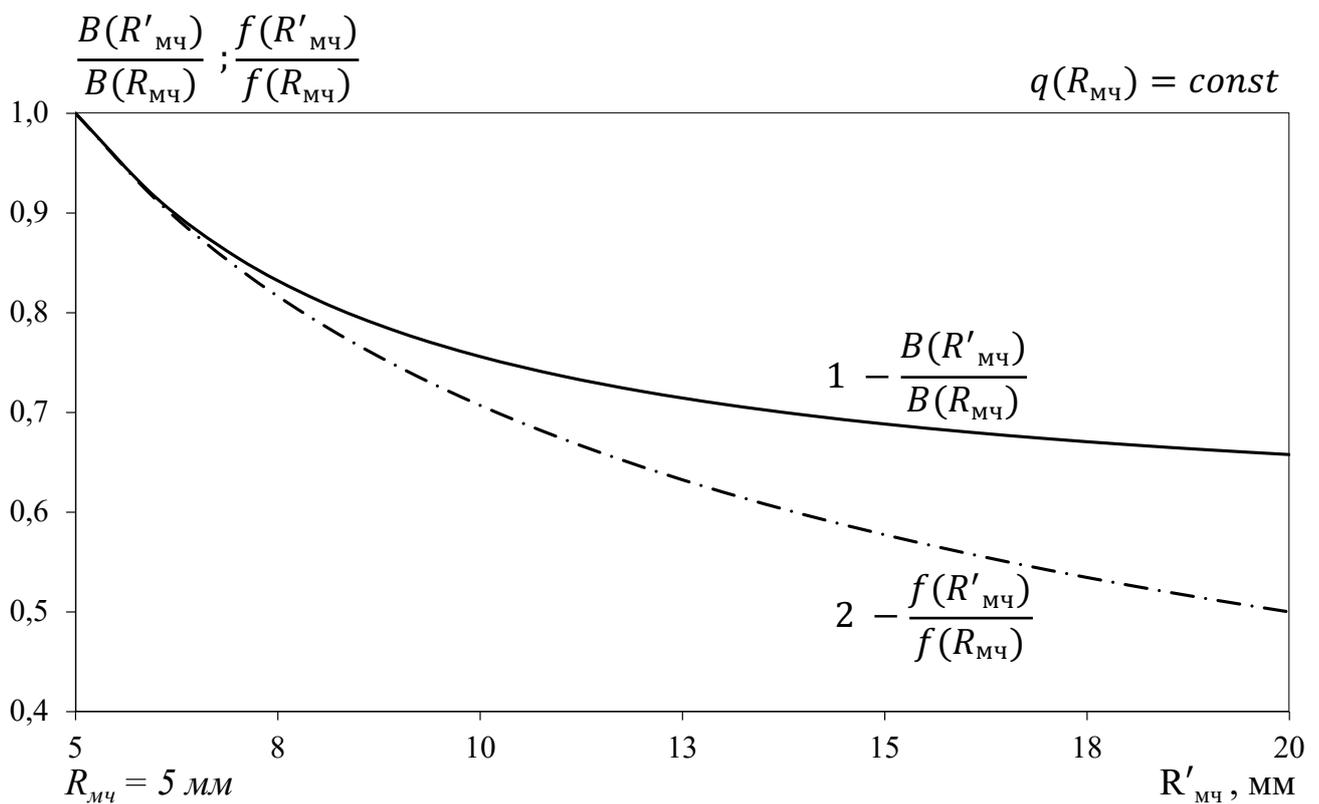


Рис. 3.13. Відносна зміна напруження магнітної індукції індукційної печі 1 - $B(R'_{\text{мч}})/B(R_{\text{мч}})$ та частоти змінного струму в індукторі 2 - $f(R'_{\text{мч}})/f(R_{\text{мч}})$ для умови постійного питомого теплового потоку ($q = \text{const}$) від сумарної металевої частинки.

Як видно з Рис. 3.13 у міру зростання об'єму частинки що нагрівається за рахунок свіжевідновленого заліза прилеглих шарів рудно-вугільної суміші необхідно проводити регулювання або частоти, або напруги змінного струму на індукторі індукційної печі, зменшуючи або частоту на 50%, або напругу таким чином, щоб магнітна індукція в печі знижувалася на 30%.

Висновки по розділу 3.

1. Розроблено математичну модель комплексного процесу нагрівання та відновлення гематиту в складі залізо-рудно-вугільного брикету при нагріванні металевого ядра під впливом електромагнітного поля індукційної печі. Сумарна похибка апроксимації для просторової сітки з кроком $\Delta r = 0,002$ м та кроком по часу $\Delta t = 8,4$ с, складає 0,17%.
2. Порівняння результатів математичного моделювання та фізичних експериментів показало, що похибка розрахункових значень температур не перевищує 5–8% для часу нагрівання зразка 30–60 хвилин і 16–19% для часу нагрівання 10–20 хвилин.
3. Представлено результати математичного моделювання процесу нагрівання та відновлення залізо-рудно-вугільного брикету радіусом 20 мм з нагрівальним ядром радіусом 8 мм. Отримано часові залежності для швидкості нагрівання, динаміки відновлення гематиту та регулювання теплової потужності нагрівального металевого ядра.
4. Виконано розрахунки впливу збільшення радіуса металевого ядра брикету за рахунок нових шарів свіжовідновленого металевого заліза в процесі відновлення гематиту на технологічні параметри печі, наведено результати і показано необхідність зниження теплової потужності нагрівального ядра в ході процесу відновлення з метою недопущення плавлення металеві складової шихти брикету.

РОЗДІЛ 4. ФІЗИКО-ХІМІЧНИЙ АНАЛІЗ ВПЛИВУ ЗМІННОГО ЕЛЕКТРОМАГНІТНОГО ПОЛЯ НА ТВЕРДОФАЗНЕ ВІДНОВЛЕННЯ ОКСИДІВ ЗАЛІЗА.

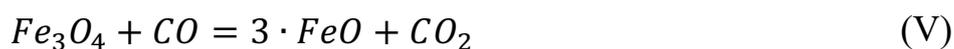
В даний час розроблені та успішно застосовуються різні методи інтенсифікації процесів відновлення: фізичний, хіміко-каталітичний та енергетичний вплив на реагуючу систему. Спільним для даних методів інтенсифікації є вплив на дифузійну та кристал-хімічну ланки процесу відновлення. Але залишається недостатньо дослідженим інтенсифікація процесів відновлення оксидів металів за участю різних видів енергетичного впливу.

4.1 Механізм твердофазного відновлення оксидів заліза вуглецем у залізо-рудно-вугільному брикеті в умовах індукційного нагріву.

Результати численних досліджень дають змогу стверджувати, що провідний механізм відновлення оксидів заліза вуглецем за відсутності розплавів добре описується дволанковою схемою, висунутою свого часу Грюнером і розвиненою потім у працях О.О. Байкова та ін. [95–98]. Цю схему можна навести у вигляді:



Часто, оскільки стехіометрична різниця між FeO та $Fe_{0.947}O$ досить невелика а отже і різниця між коефіцієнтами теж невелика, замість рівнянь II та III використовують рівняння:



Однак у реакції II, до прикладу, 1 моль CO продукує 3,807 моль вюститу на відміну від 3 молей наведених у рівнянні V, а це може дати суттєву різницю у тепловому ефекті даної ланки хімічної реакції.

Наведений характер розвитку процесу підтверджується низкою експериментальних фактів. Встановлено, зокрема, що введення в шихту інертного розпушувача практично не позначається на швидкості відновлення оксидів заліза [99]. Отже, безпосередня взаємодія твердих фаз не відіграє значної ролі в розвитку процесу. Водночас дослідження показали, що збільшення швидкості азоту, що подається в реактор, і створення вакууму призводять до сповільнення відновлення [97, 99]. Це свідчить про важливість присутності газів (парів) здатних до реакції в об'ємі шихтової суміші. До них не можна віднести пари оксидів заліза, оскільки останні не належать до числа летких. Для реалізації газо карбідного механізму під час відновлення Fe_2O_3 і Fe_3O_4 будь-які передумови взагалі відсутні. На етапі відновлення вюстити необхідні передумови, на думку авторів [100] виникають, але жодних кількісних даних про можливість газо карбідного шляху процесу немає.

Процес твердофазного відновлення гематиту у суміші із твердим вуглецем має комплексний характер який включає неоднорідні у просторі та нерівномірні у часі процеси теплового та масового обміну між частинками гематиту та вуглецю всередині брикету. Оскільки головну роль відновника відіграє монооксид вуглецю, процес твердофазного відновлення частинки гематиту вуглецем можна представити наступною схемою (Рис. 4.1):

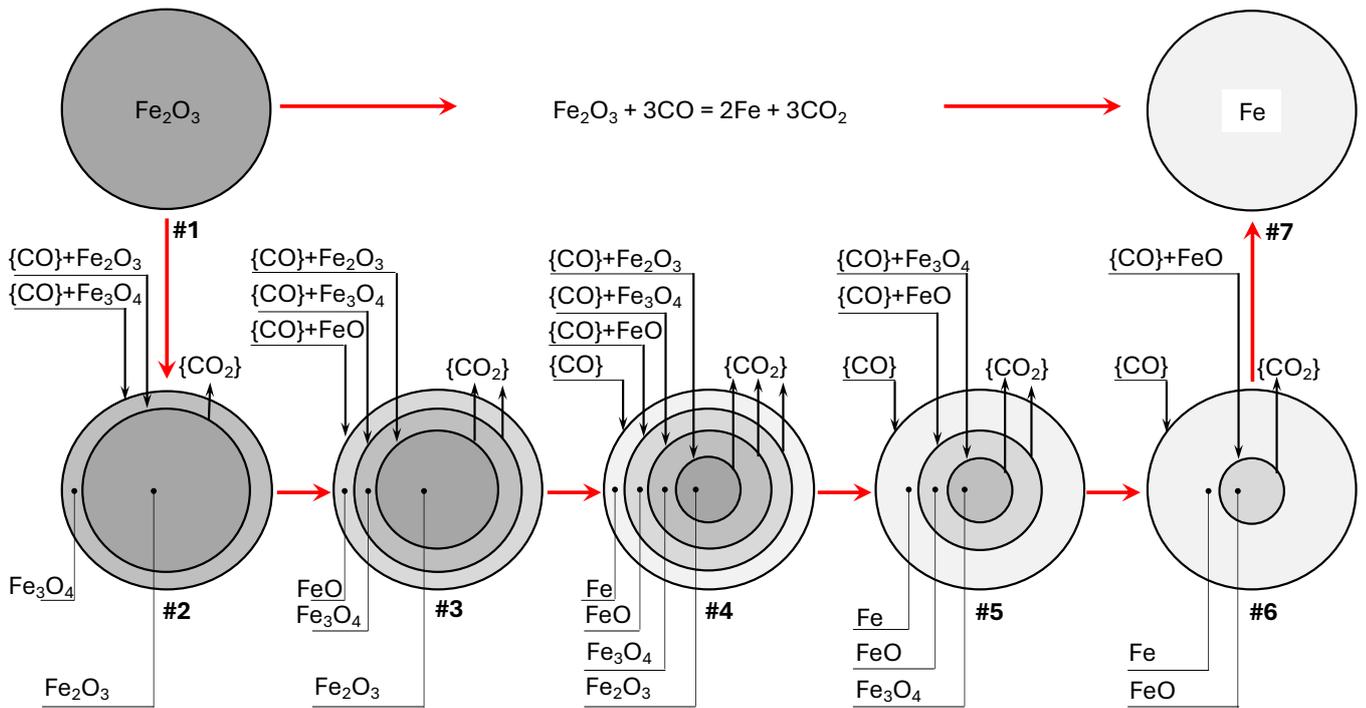


Рис. 4.1.Схема кінетичної моделі відновлення частинки гематиту в складі залізо-рудно-вугільного брикету.

Дифузія монооксиду вуглецю всередину частинки гематиту розвиває процес відновлення від поверхні вглиб частинки оксиду охоплюючи нові шари та посилюючи відновлення вже задіяних шарів. Присутність частинок гематиту та вуглецю у брикеті у формі дрібнодисперсних частинок діаметром 1-2 мм дозволяє процесам дифузії монооксиду вуглецю вглиб частинки та діоксиду вуглецю на поверхню частинки розвиватись з максимальною швидкістю та за формальними ознаками такий процес може розглядатись як квазігомогенна модель кінетики процесу відновлення частинки гематиту. Однак при розгляді нагріву та відновлення гематиту у шарі рудо-вугільної суміші навколо металічної частинки-нагрівача, як було показано у главі 3, такий процес слід розглядати за моделлю частинки з ядром що не прореагувало оскільки це впливає з температурного градієнту який обумовлює відмінності у швидкості реакцій відновлення в залежності від відстані відповідного шару від частинки-нагрівача (Рис. 4.2).

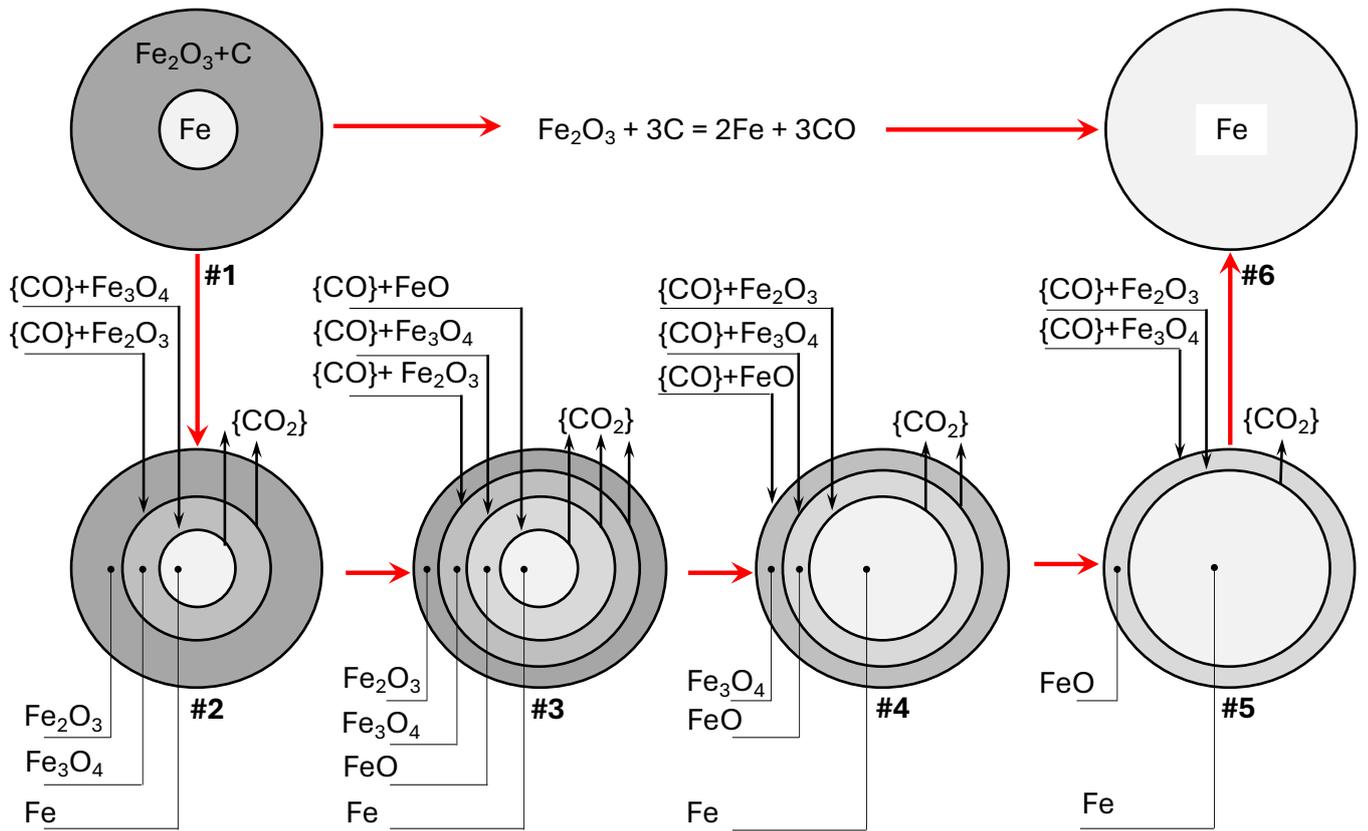


Рис. 4.2. Схема реалізації кінетичної моделі «частинки з ядром що не прореагувало» для пошарового відновлення гематиту у рудо-вугільній суміші навколо частинки-нагрівача у складі залізо-рудо-вугільного брикету.

Твердофазне відновлення та нагрів рудо-вугільної суміші брикету забезпечується тепловими потоками від металевих частинок-нагрівачів які у складі брикету виконують роль перетворювачів енергії змінного електромагнітного поля індукційної печі у теплову енергію вихрових токів.

4.1.1 Вплив зовнішніх фізичних факторів на процес відновлення оксидів заліза газами.

Вплив зовнішніх енергетичних (фізичних) факторів розглядається як потенційний засіб регулювання фізико-хімічних процесів і протягом тривалого часу залишаються предметом активного дослідження. Найбільш помітні успіхи в цій галузі досягнуто завдяки застосуванню електромагнітного та корпускулярного випромінювання [101–106]. Під дією α -частинок спостерігається прискорення

розпаду CO та його окислення [106]. Ці явища пояснюються іонізацією з утворенням атомів та радикалів у збуджених молекулах газу.

Електромагнітні випромінювання високих частот, такі як світло чи γ -промені, спричиняють утворення в кристалі електронних дірок та вільних електронів [106]. Частина цих вільних носіїв заряду локалізується у кристалічній решітці на структурних дефектах, що впливає на хемосорбційні та каталітичні властивості поверхні напівпровідників. [101, 102, 106].

Високо енергійні корпускулярні випромінювання, зокрема потоки нейтронів, протонів, α - і β -частинок та інші, призводять до виникнення додаткових вакансій і міжвузлових іонів у кристалічній решітці [101, 102, 105–107]. Утворені структурні дефекти впливають на концентрацію електронних дефектів у напівпровіднику, а також на його хемосорбційні та каталітичні властивості. Подібні зміни спостерігаються й під час ядерних реакцій, які призводять до включення чужорідних атомів у кристалічну решітку [102].

Дослідження показали, що під дією опромінення прискорюється як відновлення так і окислення металів [108]. У дослідженнях [109–111] спостерігалась інтенсифікація процесів відновлення заліза з оксидів в потоці H_2 та CO під дією іонізуючого та γ -опромінення, як у процесі реакції, так і при попередньому опроміненні. При цьому температура початку реакції знижувалася з помітною швидкістю. Варто відзначити, що позитивний ефект γ -променів спостерігався і при їх спільному застосуванні з каталізаторами [110]. Кінетичні зміни, що спостерігалися, зазвичай пояснюють ослабленням зав'язків метал–кисень, підвищенням швидкості дифузії іонів через кристалічну решітку та полегшенням формування нових фаз.

Існують дані про те, що зовнішні електричні поля впливають на широкий спектр процесів [102, 103, 112]. Застосування зовнішнього електричного поля до напівпровідникових матеріалів змінює концентрацію вільних зарядів на поверхні, викликаючи електроадсорбційний ефект, який впливає на хемосорбцією газів за донорно-акцепторним механізмом. Зовнішні електричні поля, змінюючи положення рівня Фермі відносно енергетичних рівнів реагентів, можуть модулювати електронну структуру поверхні, що призводить до електрокаталітичного ефекту та зміни

швидкості хімічних реакцій — навіть за сталої температури [102]. У сильних електричних полях напівпровідники накопичують додаткові носії заряду, що впливає на їхні поверхневі властивості та реакційну здатність твердого тіла [104, 112].

У поодиноких дослідженнях, присвячених кінетиці газового відновлення оксидів заліза під впливом магнітних полів, існують різні точки зору щодо причин спостережуваних ефектів. Так, у роботах [113, 114] швидкість відновлення гематиту у потоці водню під впливом постійного та змінного магнітного поля прискорювалась, що автори пояснюють збільшенням R_{H_2} поблизу поверхні реакції. Оскільки можливі зміни незначні [115, 116] та прискорення відбувається також і у потоці діамагнітного монооксиду вуглецю, таке пояснення потребує подальшого уточнення. Механізм впливу напруженості магнітного поля на прискорення відновлення заліза з оксидів залишається неоднозначним. Наші дослідження показали, що накладення постійного поля у потоках H_2 та CO не впливає на кінетику процесу; подібний висновок зробили й автори роботи [116].

4.2 Експериментальні дослідження впливу електромагнітного поля на газове відновлення оксидів заліза.

У лабораторії НМетАУ було проведено ряд експериментальних досліджень впливу змінного електромагнітного поля промислової та середньої частоти (0,05–50 кГц) на процеси газового, карботермічного та комплексного відновлення. У дослідженнях були використані хімічно чисті оксиди заліза та промислові концентрати, які піддавали відновленню: Fe_2O_3 кваліфікації ЧДА, кристалічний (розміром частинок 0,5–2 мм); залізні руди в шматочках і зернах різної крупності — лисаківська ($Fe_{заг} = 41,6 - 43,7\%$), криворізький гематит ($Fe_{заг} = 54,7\%$) магнетит ($Fe_{заг} = 56,7\%$); сирі та піддані окислювальному випалу при температурі 1523 К. Результати експериментів було опубліковано в роботі [117].

Експериментальні данні разом із літературними матеріалами дозволяють стверджувати що розглянутий характер впливу змінного ЕМП дозволяє інтенсифікувати процеси відновлення заліза з оксидів.

4.2.1 Магнітострикція.

Одним із можливих механізмів впливу змінного електромагнітного поля є коливання, що виникають у кристалічних ґратах під його впливом. Таке припущення базується на залежності коефіцієнта магнітострикції (λ) від напруженості магнітного поля та зміна знаку магнітострикції заліза, що може бути поясненням впливу напруженості магнітного поля (H) на швидкість відновлення заліза з оксидів. Проте кількісне порівняння наразі ускладнене, оскільки магнітні властивості залежать від попередньої обробки матеріалу і є структурно чутливими [118, 119]. Лінійні криві магнітострикції полікристалів заліза, представлені різними авторами, відрізняються. У деяких джерелах відзначаються яскраво виражений максимум навколо $H = 24$ кА/м та зміна знаку λ при $H = 40$ кА/м [120, 121]. Прискорення відновлення під дією змінного ЕМП було максимальним за невисоких температур, коли феромагнітні властивості матеріалів були найбільш виражені [121].

Прямим підтвердженням впливу магнітострикції у проведених експериментах можна вважати диспергування шматочків лисаківської руди під час відновлення особливо інтенсивне при температурах 773-873К при накладанні змінного ЕМП. Таке руйнування може бути пояснено магнітострикційними деформаціями що створювали достатні механічні напруження в кристалічній структурі руди.

Ефект прискорення низькочастотного ЕМП проявляється значною мірою лише при підвищених витратах газу і посилюється зі зростанням витрати відновника, що свідчить про незначний вплив цього фактору на зовнішню дифузію. Водночас високочастотне ЕМП прискорювало видалення кисню в усьому діапазоні витрати відновника, що вказує на посилення зовнішнього газообміну. Це пояснюється тим, що феромагнітні кристалічні фази під впливом змінного ЕМП продукують акустичні коливання ультразвукових частот, що збурюють газову фазу, сприяючи більш ефективному проникненню газів через поверхню зразка, а також полегшуючи внутрішньо-дифузійний транспорт газів у міжзерновому просторі шихти.

Розглянуті ефекти посилюються зі зростанням потужності електромагнітного впливу, що, ймовірно, пояснює спостережувану залежність швидкості відновлення від витрати газу-відновника. Подібний ефект може проявлятися і при збільшенні частоти

ЕМП. Зміна умов рівноваги між вузлами кристалічної решітки у змінному полі «розхитує» структуру, підвищує рухливість іонів у твердих фазах і, як наслідок, полегшує фазові перетворення під час відновлення заліза з оксидів. Це зумовлює зменшення інкубаційного періоду та вирівнювання перегинів на кінетичних кривих, зафіксованих у експериментах із накладенням ЕМП.

Механічні напруження, спричинені магніострикцією, змінюють структуру шматочків шихти, сприяючи подрібненню та розтріскуванню. Найімовірніше, ці процеси відбуваються на межах фаз, включаючи вихідні та новоутворені. Це призводить до збільшення площі контакту газ–оксид і, як наслідок, до підвищення швидкості видалення кисню. Змінне ЕМП, полегшує перебудову кристалічних ґрат та сприяє збільшенню кількості зародків нової фази в процесі відновлення заліза з оксидів. Зв'язок нових зародків з початковою фазою слабкий через зменшення об'єму кристалічних агломерацій при виділенні з них кисню, це також супроводжується збільшенням мікро пористості таких агломерацій та імовірним відривом зародків кристалів металевого заліза від вюститної основи що полегшує доступ відновника до вюститу

При температурах вище за 873К набирає швидкості процес дифузійної агломерації новоутвореної металеві фази у вигляді суцільної металеві оболонки навколо вюститу, вплив на перебіг процесу відновлення магніострикційних ефектів, через ослаблення феромагнітних властивостей матеріалу, зменшуються

Деформацій кристалічних фаз під впливом змінного ЕМП також викликають появу додаткових точкових та лінійних дефектів кристалів, змінюючи енергетичні характеристики зон та домішкових рівнів, а також концентрації вільних носіїв заряду у новоутворених та первинних фазах оксиду [103, 122–126]. Усе це відбивається на розвитку хемосорбційних і дифузійних процесів під час відновлення.

4.2.2 Дія ЕМП на зерна матеріалу (впорядкування магнітним полем).

Окрім магніострикції, вплив змінного ЕМП різних частот на перебіг процесу відновлення заліза з оксидів рудної шихти у формі зерен чи порошків може проявлятися у рухливості та орієнтації частинок шихти вздовж силових ліній

магнітної індукції зовнішнього ЕМП. Такий ефект може створювати додаткові зони підвищеної пористості та прискорювати фільтрацію газів вглиб зразка. Впорядкування порошку магнетиту під впливом зовнішнього магнітного поля є наочним прикладом такого впливу. Крім того, градієнт напруженості по висоті індуктора викликає коливальний рух частинок шихти, що додатково прискорює газообмін. У брикетованих або шматкових матеріалах рухливість оксидних зерен практично відсутня, тому зазначений механізм впливу на швидкість транспорту газів реалізувати неможливо.

В роботі [127] наведено результати експериментального дослідження дифузійного газообміну у залізорудних матеріалах, в атмосфері інертних газів під впливом змінного ЕМП різної частоти та потужності. Азот використовували для моделювання монооксиду вуглецю. Змінювали висоту зразка, частоту та напруженість змінного ЕМП (H).

Доведено що збільшення напруженості змінного ЕМП сприяє прискоренню газопереносу через порошкові зразки концентратів гематитової та магнетитової руди. Прискорення газообміну зумовлене переважно внутрішньою дифузією. Для зразка Fe_3O_4 (загальна пористість $\sim 0,6$) значення коефіцієнта дифузії збільшувалось під впливом змінного ЕМП напруженістю ~ 56 кА/м від $7,6 \cdot 10^{-2}$ до $3,2 \cdot 10^{-2}$ см²/с. Поля промислової частоти виявилися ефективнішими за низькочастотні ($f = 10$ Гц), які в свою чергу не виявляли помітного впливу на газоперенос у системах N_2-CO_2 та H_2-CO_2 . Вплив змінного ЕМП поля з параметрами ($f = 40$ кГц; $H = 302$ А/м) прискорював сумарний дифузійний потік через зразок порошкового концентрату гематитової руди у потоці N_2-CO_2 майже удвічі (до 2-3 мкмоль/с).

4.2.3 Вплив на заряджені частинки.

Закономірності впливу ЕМП на кінетику відновлення залізорудних матеріалів, які спостерігалися у проведених експериментах, неможливо віднести лише до феромагнітних властивостей оксидів заліза. Це підтверджується, зокрема, інтенсифікацією процесу під дією високочастотних впливів при температурах вище точки Кюрі (1173–1273К), що спостерігалась експериментально [117].

Впливу змінного ЕМП на оксиди заліза як на кристалічну систему заряджених часток підтверджені у експериментах [128], в яких зокрема проводили дослідження змін питомого електричного опору (ρ) брикетів з порошкового гематиту двозондовим методом (Таб. 4.1).

Таб. 4.1. Вплив ЕМП ($f = 40$ кГц; $H = 461$ А/м) на питомий електричний опір Fe_2O_3 - α в атмосфері аргону

	Наявність поля	ρ , Ом·м при T, K							
		333	353	373	393	413	423	443	473
Fe_2O_3	Без ЕМП	-	-	-	79,0	24,0	13,8	4,85	1,32
	У полі	-	-	-	36,4	11,2	6,25	2,40	0,59

Залежність електропровідності гематиту від температури може бути представлена у вигляді рівнянь:

$$Fe_2O_3 \text{ без ЕМП } \sigma = 33 \cdot 10^4 \cdot \exp\left(-\frac{1,622}{2 \cdot k \cdot T}\right) \quad (20)$$

$$Fe_2O_3 \text{ у полі } \sigma = 71,1 \cdot 10^4 \cdot \exp\left(-\frac{1,624}{2 \cdot k \cdot T}\right) \quad (21)$$

Експериментальні дані показують суттєве збільшення концентрації вільних іонів у обох досліджуваних оксидах під дією електромагнітних впливів. Оскільки помітного нагрівання зразків під час дослідів не спостерігалось, зміни електричного опору імовірно пов'язані зі збудженням у кристалічних ґратах іонів та появою додаткових електронних та структурних та дефектів. Формування під дією зовнішнього поля дефектів, обмежене лише рекомбінацією протилежних зарядів, призводить до збільшення концентрації вільних електронів і дірок, що зумовлює зниження електроопору Fe_2O_3 .

Додатковим підтвердженням наведених припущень є данні експериментального дослідження твердофазної взаємодії між магнетитом та залізом [128]. В експерименті проводили ізотермічну витримку шліфів без впливу та під впливом ЕМП ($f = 25$ кГц; $H = 432$ А/м).

Порівняння мікроструктур показало що під дією електромагнітного поля фронт твердофазної реакції просувається на більшу глибину:



Поруч із областями суцільних кристалів вюститу спостерігаються ділянки більш глибокого проникнення в Fe_3O_4 . У звичайних умовах вони залишаються локалізованими, тоді як під дією електромагнітного поля ці області проникають майже крізь увесь об'єм магнетиту. Такий ефект можливий лише за умови прискореного руху іонів заліза по поверхні, що забезпечується високочастотним зовнішнім полем.

4.3 Експериментальні дослідження впливу ЕМП на карботермічне та комплексного відновлення заліза з оксидів.

Завдяки прискоренню будь-якої стадії процесу, існує потенціал для інтенсифікації карботермічного та комплексного відновлення залізородних матеріалів, що дозволяє очікувати позитивного ефекту від зовнішніх енергетичних впливів на реагуючу систему. У розділі 4.2 було показано ефективність цього шляху щодо ланки газового відновлення, насамперед при використанні високочастотного ЕМП, яке істотно прискорює видалення кисню навіть за підвищених температур. Про можливість активувати твердий вуглець та прискорити його газифікацію фізичними методами свідчать літературні матеріали, автори [105, 129–132] відзначають, що вплив потоку нейтронів на графіт підвищує кількість дефектів кристалічних ґрат і зміщує атоми вуглецю з рівноважних положень у міжвузлях, що супроводжується збільшенням міжплощинних відстаней. В результаті ослаблюються зв'язки С–С, атоми вуглецю перебувають у збудженому стані. Це підвищує реакційність графіту у потоці (O_2 , CO_2) та знижує енергію активації процесу. Ефект спостерігається як при опроміненні графіту під час взаємодії з газами, так і при його попередньому бомбардуванні. Аналогічний ефект досягався у роботах [130, 132] за допомогою γ -променів.

На кінетику газифікації вугілля значно впливають акустичні коливання різних частот. Зокрема, у роботах [131, 133] відзначалася інтенсифікація реакції Будуара під дією ультразвукових хвиль, що пояснювали підвищенням кінетичної енергії газових молекул. Автори [134] також спостерігали помітне збільшення швидкості горіння

коксу при впливі акустичних коливань звукових частот, одночасно з підвищенням концентрації CO_2 у відхідних газах.

Літературні джерела свідчать і про ефекти від електричних та магнітних полів на тверді форми вуглецю. Такі поля можуть, наприклад, орієнтувати лусочки графіту [135]. Крім того, фізичні методи застосовувалися успішно для прискорення не лише окремих стадій карботермічного відновлення, а й процесу в цілому. Зокрема, автори [133, 136] показали можливість значного прискорення відновлення залізородних матеріалів твердим вуглецем за рахунок збудження газової фази ультразвуковими коливаннями.

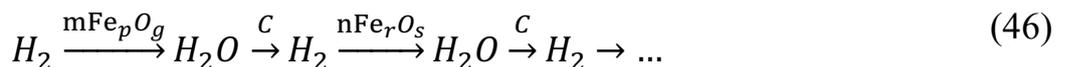
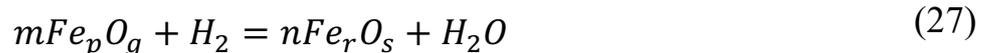
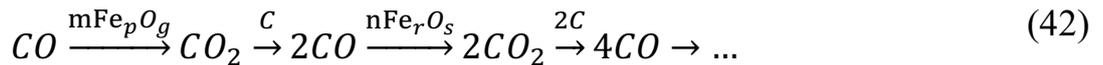
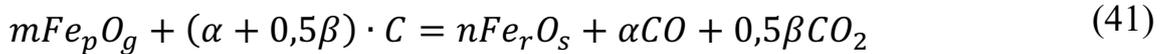
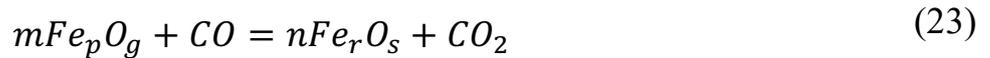
Експериментально було вивчено кінетику карботермічного та комплексного відновлення оксидів заліза під дією електромагнітних полів різної частоти (0,05–50 кГц). Використовували як хімічно чисті оксиди, так і магнетитовий концентрат. Відновлення проводили антрацитом, графітом та деревним вугіллям у при температурах 1273–1373К, при складі рудо-вугільної суміші $\text{C/O}=1$, а аргон слугував газом-носієм. Досліди показали, що застосування зазначених методів дозволяє прискорювати процес, а основні результати опубліковані у роботі [137].

4.3.1 Фізико-хімічні механізми впливу на карботермічне та комплексне відновлення заліза з оксидів.

Прискорююча дія ЕМП у карботермічному та комплексному відновленні заліза тісно пов'язана з їх впливом на окремі ланки процесу. Зокрема, високі температури карботермічного та комплексного відновлення, що зазвичай перевищують температуру Кюрі, нівелюють впливи ЕМП що пов'язані з феромагнітними властивостями зразків. Натомість основний ефект ЕМП реалізується через активацію іонів кристалічних ґрат та молекул хемосорбованих газів.

У карботермічному та комплексному відновленні прискорення окремих реакцій (23) та (27) стимулює форсоване протікання подальших ланок (40), (44). Сюди відноситься, зокрема, підвищення газообміну в об'ємі шихти за рахунок магніострикційних коливань, що активує цикли (42) та (46), та фазові перетворення

у системі Fe–O, що забезпечує раннє утворення металевого заліза, яке в подальшому каталізує газифікацію твердого вуглецю.



При відносно невисоких температурах магнітострикційні коливання кристалів акустичної частоти збурюють газове середовище. Це призводить до активації газових молекул та прискорення реакцій (40) та (44).

Особливо значним є вплив на атоми вуглецю приповерхневих шарів та поблизу структурних дефектів, а також на хемосорбовані молекули газів, оскільки вони характеризуються зниженою частотою коливань [138, 139]. Це створює умови для вибіркового поглинання енергії, збудження атомів та молекул адсорбенту, що полегшує хемосорбцію CO₂ та H₂O та сприяє прискоренню реакцій (40), (44).

Характеристики окиснюваності металізованого продукту пов'язані із особливостями формування його фізичної структури за умов впливу змінного ЕМП. Це підтверджується однаковими тенденціями зміни температури початку окислення, швидкості та ступеня окиснення під впливом ЕМП у газовому та карботермічному відновленні.

Висновки по розділу 4.

1. На базі аналізу результатів досліджень, спираючись на положення фізики твердого тіла та теорії магнетизму, висунуто уявлення про механізм впливу змінного ЕМП на швидкість відновлення оксидів заліза газами: форсується зовнішньо- та внутрішньо-дифузійний газообмін у ході відновлення, «розхитуються» кристалічні решітки твердих реагентів, утворюються додаткові структурні дефекти, що у свою чергу послаблює зв'язки Fe–O, полегшує зародження нових фаз та розвиток реакційної дифузії. Сукупність зазначених ефектів призводить до диспергування твердих продуктів відновлення, утворення розвиненої мережі транспортних каналів і збільшення поверхні, доступної газам.
2. У результаті досліджень, виконаних у температурному діапазоні 973–1373 К із використанням різних рудо-вугільних матеріалів, вперше встановлено інтенсифікуючу дію змінного електромагнітного поля (ЕМП) промислової та середньої частоти (0,05–50 кГц) на карботермічне та комплексне відновлення заліза. Показано, що ЕМП форсує процес металізації залізородних матеріалів за рахунок прискорення всього комплексу реакцій, що відбуваються під час відновлення. Високочастотне ЕМП доцільно застосовувати для прискорення відновлення у присутності твердого вуглецю, при цьому можливе одночасне індукційне нагрівання рудо-вугільної шихти.
3. В результаті теоретичних узагальнень проведених досліджень розвинені уявлення про механізм карботермічного відновлення заліза з урахуванням тісного взаємозв'язку складових його ланок та особливостей адсорбційно-хімічної взаємодії газів з оксидами-напівпровідниками та твердим вуглецем. Розроблено фізико-хімічні основи інтенсифікації процесу шляхом комплексного відновлення залізородних матеріалів із застосуванням електромагнітних впливів на систему, що реагує.

РОЗДІЛ 5. ЛАБОРАТОРНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ЗАПРОПОНОВАНИХ МЕТОДІВ ТВЕРДОФАЗНОГО ВІДНОВЛЕННЯ ТА НОВІ ТЕХНІЧНІ РІШЕННЯ.

Запропоновані нові технічні рішення були опробовані на лабораторних індукційних печах і пройшли промислові випробування.

5.1 Лабораторні дослідження процесу нагріву та відновлення заліза з заліза в умовах індукційного нагріву.

Експериментальне дослідження запропонованого способу твердофазного відновлення з подальшим розплавленням шихти було проведено на експериментальній індукційній печі лабораторії НМетАУ. Основні характеристики індукційної печі наведено в Таб. 5.1.

Таб. 5.1. Основні характеристики експериментальної індукційної печі.

Індуктор	Діаметр - 120 мм Кількість витків – 3 шт. Діаметр трубок індуктора – 8 мм
Охолодження індуктора	Тип – водяне Витрата води 6–10 л/хв.
Тигель	Матеріал – графіт Об’єм – 2 л
Інвертор	Потужність – 20 кВт Частота змінного струму – 3 кГц

Залізо-рудно-вугільна суміш включала в себе металеву складову (sponge), концентрат залізної руди «Сев ГОК» (КЖР) і графіт (вміст вуглецю ~98%). Суміш завантажували насипом у тигель і нагрівали в індукційній печі до температури ~1000°C. При цій температурі проводили витримку від початку і до моменту припинення виділення газів над поверхнею шихти, далі підвищували подаване навантаження індукційної печі і відповідно температуру для повного розплавлення завантаженої шихти. Перед плавкою зважували складові залізо-рудно-вугільної

суміші, а в кінці плавки зважували отриманий метал. Про ефективність відновлення судили за різницею ваги розрахункового завантаженого заліза і отриманого в кінці плавки (вихід рідкого металу)(Таб. 5.2).

Таб. 5.2. Результати експериментальних плавок.

Показники	Експерименти		
	1	2	3
Додатковий нагрівач, кг	1,31	-	-
- металічний лом	1,00	-	-
- sponge	0,31	-	-
Залізо-рудно-вугільна суміш, кг	1,536	2,364	2,17
- залізорудний концентрат	0,536 (28,5%)	0,864 (36,5%)	0,814 (37,5%)
- вугілля	0,3 (19,5%)	0,3 (12,7%)	0,271 (12,5%)
- sponge	0,8 (52%)	1,2 (50,8%)	0,85 (50%)
Рудно-вугільна складова:			
- залізорудний концентрат	0,536 (64%)	0,864 (71,3%)	0,814 (75%)
- вугілля	0,3 (36%)	0,3 (28,7%)	0,271 (25%)
Маса шихти, кг	2,954	2,364	2,17
Перерахунок на фактичний вміст заліза, кг	2,448	1,534	1,408
Маса плавки, кг	2,351	1,36	1,286
Втрати металу, кг	0,097 (3,97%)	0,083 (5,4%)	0,122 (8,6%)
Тривалість плавки, хв	28	33	34
Вихід рідкого металу, %	96	94,58	91,34

На першому плавці в якості додаткових нагрівачів застосовували металевий брухт (брухт на дні печі), на який завантажували залізо-рудно-вугільну суміш. Зверху на суміш укладали другий додатковий шар нагрівача – sponge. На двох інших плавках застосовували тільки залізо-рудно-вугільну суміш при масовому співвідношенні нагрівач (sponge) і КЖР + вугілля близькому до 1:1. Вже на 8-й хвилині плавки

спостерігали над поверхнею шихти невеликий факел, який свідчив про початок твердофазного відновлення з виділенням CO і його допалюванням над поверхнею шихти.

Аналіз проведених плавок показав, що наявність на першій плавці нагрівачів у вигляді металевого брухту забезпечує додатковий ефективний нагрів залізо-рудно-вугільної суміші і більш глибоке відновлення оксидів заліза. Крім того, надлишок вугілля і ефективний нагрів залізо-рудно-вугільної суміші дозволяв також додаково відновити оксиди заліза в sponge. Втрати металу в ході плавки склали тільки 3,97%, а вихід рідкого металу 96%, що свідчить про високий ступінь відновлення.

Результати плавок 2 і 3 близькі. Вихід рідкого металу становив 94,58% на плавці 2 і 91,34% на плавці 3. Незважаючи на надлишок вуглецю і велику тривалість плавки, ступінь відновлення нижчий у порівнянні з плавкою 1. Останнє пов'язано з тим, що на плавці 1 додаткові нагрівачі у вигляді металевого брухту і sponge покращують процес нагрівання і відновлення, а після розплавлення зменшують результати твердофазного відновлення, вносячи додаткове залізо в розплав. На плавках 2 і 3 більш імовірно недовідновлення оксидів заліза в залізо-рудно-вугільній суміші, а також в sponge, що зменшує підсумковий вихід рідкого металу.

Проведені плавки вперше показали якісну можливість проведення твердофазного відновлення і розплавлення оксидів заліза в єдиному агрегаті – індукційній печі. При використанні металеві складової (sponge) в якості нагрівача під впливом змінного електромагнітного поля печі вдалося в лабораторних умовах провести:

- нагрівання залізо-рудно-вугільної суміші до температур початку хімічних реакцій відновлення (900°C);
- газифікацію вугілля;
- твердофазне відновлення оксидів заліза рудно-вугільної частини шихти;
- розплавлення всієї завантаженої в індукційну піч шихти.

Під час проведення експериментів було показано, що використання додаткового металевого брухту для забезпечення нагрівання залізо-рудно-вугільної шихти хоч і інтенсифікує процес нагрівання, проте не є обов'язковим.

Додатково проведено серію експериментів з використанням тільки залізо-рудно-вугільної суміші в якості шихти без використання металевого брухту як в експерименті 1, з метою встановити вплив кількості нагрівального елемента – металеві складової (sponge) в складі залізо-рудно-вугільної суміші на швидкість і максимальну температуру нагрівання шихти (Таб. 5.3).

Таб. 5.3. Результати вимірювань температури в ході експериментів для вмісту sponge в брикеті 30 та 40%.

Время, хв	Температура, °С						
	експ. 1	експ. 2	експ. 3	експ. 4	експ. 5	Середня	Стандартна помилка усереднення
Вміст sponge 30%							
1	75,4	125,4	124,0	149,6	93,9	113,7	11,7
2	218,5	151,4	266,0	261,7	186,4	216,8	19,6
4	290,6	245,1	293,0	331,9	394,0	310,9	22,3
6	412,8	368,7	437,3	408,2	367,1	398,8	12,1
8	471,3	484,5	478,9	494,3	453,1	476,4	6,2
10	539,5	502,9	530,7	451,5	427,5	490,4	19,7
12	481,1	505,9	492,6	559,8	583,6	524,6	17,9
14	579,0	523,3	502,1	457,2	589,8	530,3	22,0
18	616,1	548,7	604,9	587,5	544,2	580,3	13,0
22	565,3	644,5	586,2	739,2	522,7	611,6	33,5
26	605,2	657,0	654,1	635,5	623,8	635,1	8,6
Вміст sponge 40%							
1	53,8	63,7	182,5	118,8	114,8	106,7	20,6
2	191,4	129,9	149,8	175,9	258,9	181,2	19,8
4	276,3	324,7	308,5	257,2	383,3	310,0	19,5
6	405,7	453,3	416,6	326,2	311,0	382,6	24,5

8	496,3	527,7	461,1	463,5	432,7	476,2	14,6
10	550,5	646,7	560,5	546,4	532,3	567,3	18,2
12	656,0	571,4	663,0	680,6	611,6	636,5	17,8
14	725,5	623,7	739,1	681,6	638,3	681,6	20,5
18	758,1	651,0	743,0	712,1	694,2	711,7	16,9
22	797,3	737,0	742,9	729,6	781,7	757,7	12,0
26	804,5	842,4	736,7	736,9	698,7	763,8	23,3

Для оцінки відтворюваності температурного режиму та надійності отриманих експериментальних даних було виконано п'ять експериментів з нагріванням порошкової суміші залізородного концентрату та вугілля в суміші з металевим sponge (30 та 40%) в індукційній печі. Далі для кожного тимчасового кроку були розраховані середнє значення температури і стандартна похибка усереднення. Такі параметри дозволяють судити про стабільність теплового процесу і точність визначення середньої температури в умовах індукційного нагрівання порошкової суміші. Стандартна похибка усереднення (σ) розрахована по формулі [94]:

$$\sigma = \sqrt{\frac{1}{n} \sum_{i=1}^n (x_i - \mu)^2}, \quad \text{де} \quad (5.1)$$

$$\mu = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i,$$

де

x_i – текущее значение температуры в эксперименте, °С;

μ – среднее значение температуры за все эксперименты, °С;

n – количество экспериментов.

Середні значення температури демонструють монотонне зростання від 141,8°С на початку процесу до 532–427°С на 10–12 хвилині нагрівання. Така динаміка відповідає очікуваній поведінці системи в умовах індукційного розігріву, де температура зростає практично лінійно на ранніх стадіях, потім злегка сповільнюється за рахунок збільшення теплоємності і теплопровідності прогрітого

порошкового шару. Чітка монотонність середніх значень свідчить про відсутність систематичних помилок реєстрації температури. Для оцінки точності визначення середніх значень була обчислена стандартна помилка усереднення. Вона змінюється в межах 1,6–7,0% від середніх значень і відповідає високому рівню надійності оцінки температурного режиму.

Отримані статистичні показники дозволяють зробити висновок про хороший рівень відтворюваності експерименту. Незважаючи на наявність фізично обумовленої варіабельності температур в порошок, стандартна похибка середнього залишається відносно низькою, отже, експериментальні дані є коректними і можуть використовуватися для розрахунку ступенів відновлення та моделювання процесів карботермічного відновлення оксидів заліза. Середні значення температури для вмісту sponge 30 і 40% наведені на Рис. 5.1.

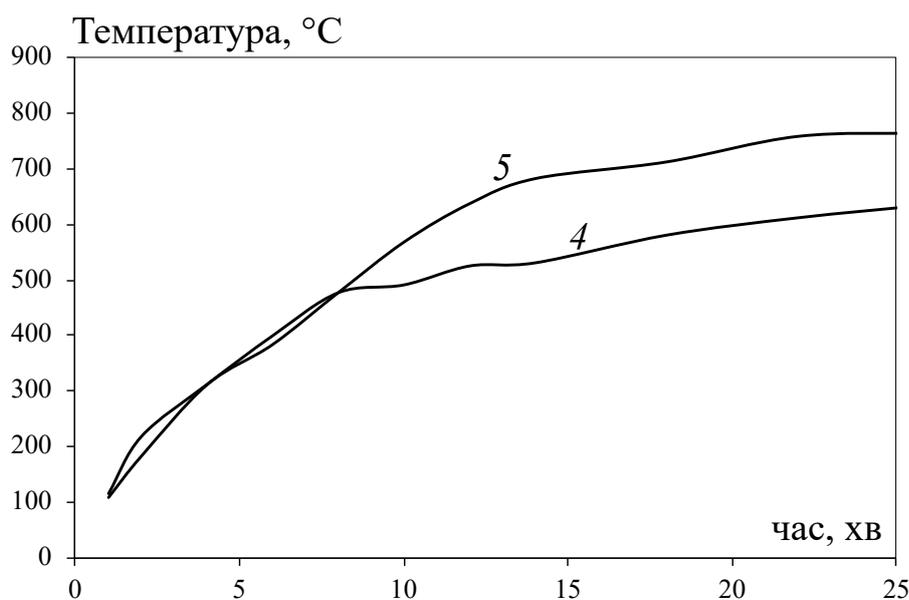


Рис. 5.1. Середні значення температури шихти за результатами експериментів (4 - рудно-вугільна суміш + 30% sponge; 5 - рудно-вугільна суміш + 40% sponge).

Вміст нагрівального елемента – металевої складової (sponge) – значною мірою впливає на швидкість нагрівання та максимальну температуру нагрівання шихти. Як видно з Рис. 5.1, при вмісті sponge 30% (крива 5) шихта нагрівалася повільно і протягом 25 хвилин не досягала температур початку відновлення оксидів заліза, що візуально підтверджувалося відсутністю газовиділення і факела над поверхнею, як це

було в експериментах 1–3. При вмісті sponge 40% (крива 5) нагрівання проходило більш інтенсивно, проте після досягнення шихтою температури 700°C нагрівання сповільнювалося і до 25 хвилини зростання температури припинялося на рівні 780°C, що недостатньо для повного та інтенсивного проведення процесу відновлення оксидів заліза вуглецем у твердій фазі. При цьому вміст металевої складової (sponge) в залізо-рудно-вугільній суміші – 50% (експеримент 1–3) дозволяв інтенсивно нагріти шихту до температури 900°C за 8 хвилин, як це було описано вище.

Експериментально встановлено, що при використанні sponge в якості нагрівача рудно-вугільної частини шихти, мінімальний вміст металевої складової повинен становити не менше 50% маси залізо-рудно-вугільної суміші. Такий вміст знижує потенціал технології з переробки первинної залізної руди. Також при роботі з дрібнодисперсними матеріалами в лабораторних умовах стала очевидною низька застосовність такого способу в промисловому масштабі внаслідок складності автоматизації процесу зберігання, змішування і подачі дрібнодисперсних сипучих компонентів залізо-рудно-вугільної суміші. Очевидно, що використання такої суміші раціонально проводити у вигляді брикетів. Подальші експериментальні дослідження були спрямовані на вивчення можливості зниження частки металевої складової в залізо-рудно-вугільній суміші та оцінки якісної можливості проведення нагрівання і відновлення залізо-рудно-вугільної суміші у формі брикетів.

5.1.1 Серія експериментів з брикетованою залізо-рудно-вугільною сумішшю на лабораторній вакуумній індукційній печі ємністю 5 кг.

Для визначення можливості проведення процесів нагрівання, відновлення і розплавлення залізо-рудно-вугільної суміші у вигляді брикетів була проведена серія експериментів в лабораторії кафедри чавуну і сталі Технічного університету «Фрайберзька гірнична академія». Для експериментів використовували лабораторну індукційну піч ємністю 5 кг з вакуумною камерою, основні технічні характеристики установки наведені в Таб. 5.4.

Таб. 5.4. Технічні характеристики вакуумної індукційної установки VIM12.

Виробник	ALD Vacuum Technologies GmbH Hanau
Температура	Макс. 1 700°C
Атмосфера	Аргон, азот
Тиск	$2 \cdot 10^{-4}$ мбар
Матеріал тигля	Al ₂ O ₃ (96%)
Електричні параметри:	Номінальна потужність – 150 кВт; Напруга – 400 В; Частота – 1–4 кГц;

Для виготовлення брикетів використовували такі матеріали:

- магнетитовий концентрат (Fe(заг) - 66,87%, SiO₂ - 3,56%, S - 0,07%, P - 0,02%);
- графіт ~98%С;
- металізоване дрібнодисперсне залізо (sponge iron).

Співвідношення магнетитового концентрату і вугілля розраховувалося за стехіометричним співвідношенням кількості твердого вуглецю, необхідного для повного відновлення заліза з магнетиту концентрату за реакцією $Fe_2O_3 + 3C \rightarrow 2Fe + 3CO$. Частка вуглецю в такій суміші становила 18–20%. Частка металізованого заліза (sponge) становила 50% від маси залізо-рудно-вугільної суміші.

Магнетитовий концентрат, графіт і металізоване залізо в заданих співвідношеннях зважували і ретельно перемішували, для забезпечення збереження форми готового брикету в суміш вводили сполучну речовину – 10% водний розчин рідкого скла. З отриманої шихти пресували таблетки діаметром 25 мм і висотою 10 мм. Зусилля пресування становило 300 кг/см².

Отримані пресуванням брикети поміщали в алуновий тигель (по 4 брикети) і далі тигель поміщали в індуктор печі, розташований у вакуумній камері. Було проведено 5 експериментів при атмосферному тиску і 5 експериментів в умовах вакууму – $5 \cdot 10^{-3}$ – $3 \cdot 10^{-2}$ мбар. Контроль температури здійснювався за допомогою термопари, поміщеної в тигель з щохвилинною фіксацією. Значення температур в ході

експериментів і середня температура для серії експериментів представлені на Рис. 5.2. Для оцінки точності визначення середніх значень було обчислено стандартну похибку усереднення. Вона склала 4,1–7,4% для експериментів при атмосферному тиску і 2,3–5,3% для експериментів при зниженому тиску від середніх значень температури, що може свідчити про достатню надійність такого усереднення.

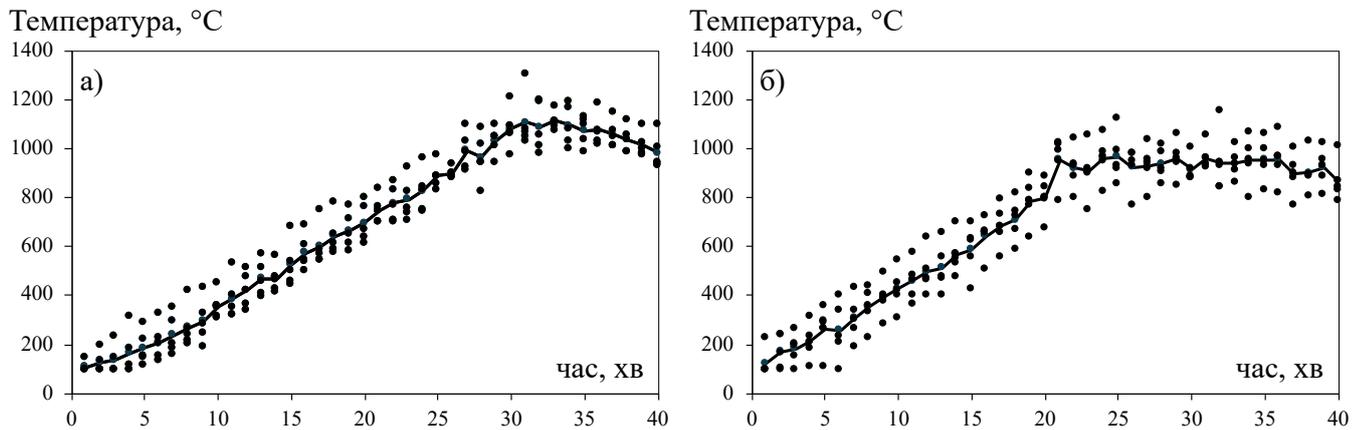


Рис. 5.2. Температура в тиглі під час експериментального карботермічного відновлення рудно-вугільних брикетів із вмістом sponge 50% в індукційній печі:

а) при атмосферному тиску, б) у вакуумі.

Швидкість нагрівання до температури початку карботермічного відновлення при атмосферному тиску становила 30–40°C/хв (Рис. 5.2). Початок реакції відновлення відзначали за інтенсивним газовиділенням і появою полум'я (горіння CO) над тиглем, що свідчило про розвиток інтенсивної газифікації вуглецю і пов'язаної з нею реакції газового відновлення Fe_3O_4 (Рис. 5.3).



Рис. 5.3. Карботермічне відновлення брикетів в умовах індукційного нагріву в ізотермічних умовах ізотермічних умовах.

У початковий період розігріву потужність печі становила $\sim 75\%$, брикети нагрівалися до $920\text{--}930^\circ\text{C}$, що забезпечувало початок реакції карботермічного відновлення. Далі, протягом періоду відновлення, температура всередині тигля підвищувалася до $1100\text{--}1200^\circ\text{C}$. Для стабілізації температури і збереження твердофазного режиму відновлення, задане навантаження печі знижувалося до 30% . Це дозволяло вести процес відновлення в ізотермічному режимі, при постійній температурі. Тривалість періоду відновлення становила 15 хвилин, після чого піч вимикали, тигель з брикетами охолоджувався, потім виймався з печі і зважувався.

Зростання температури всередині тигля в період відновлення, очевидно, може бути пояснено двома причинами:

- догоранням CO у відхідних газах від процесів відновлення і газифікації вуглецю вугілля всередині брикетів;
- утворенням свіжевідновленого металевого заліза, яке поблизу нагрівальних елементів – частинок sponge утворювало більші електричні контури з сусідніми металевими частинками, тим самим залучаючи все більші об'єми струмопровідного матеріалу в процес трансформації потужності змінного електромагнітного поля печі в теплову енергію нагрівання брикету.

За різницею ваги до і після відновлення визначали втрату маси. Ця втрата пов'язана з видаленням кисню і витратою вуглецю. Для точного розрахунку ступеня відновлення необхідно реєструвати два параметри: втрату маси і кількості CO_2 , що вийшов з печі. Специфіка проведеного експерименту (всередині вакуумної камери не було обладнано відведення і аналіз відхідних газів) не дозволяла відстежувати другий параметр, і ступінь відновлення визначали за загальною втратою маси.

Оскільки дана експериментальна установка дозволяла проводити також експерименти при зниженому тиску в тиглі, була проведена експериментальна оцінка впливу розрідження на розвиток процесу твердофазного відновлення залізо-рудно-вугільних брикетів в індукційній печі. Експеримент повторили за тих самих параметрів, що й попередній (4 брикети, регулювання навантаження тощо), при цьому розрідження в камері змінювалося в ході експерименту в діапазоні $5 \cdot 10^{-3} - 3 \cdot 10^{-2}$ мбар (Рис. 5.26).

Важливим моментом було визначення температури початку відновлення. Термодинамічний аналіз показує, що зниження тиску впливає на реакцію газифікації $C + CO_2 \rightarrow 2CO$. Зниження тиску призводить до зміщення рівноваги реакції в прямому напрямку, тобто призводить до збільшення парціального тиску CO. Для процесу вуглецевотермічного відновлення це можна розглядати як зниження температури початку відновлення, оскільки необхідна для цього концентрація CO досягається при меншій температурі газифікації. Відновлення оксидів заліза при зниженому тиску проходить в умовах зниженої концентрації кисню. Надрівноважна концентрація CO, таким чином, не згорає і про момент початку реакції відновлення можна приблизно свідчити за зростанням тиску, що було зафіксовано при температурі $\sim 780-800^\circ C$. Тривалість відновлення становила також 15 хвилин. Після охолодження отриманого матеріалу провели зважування і розрахунок ступеня відновлення брикетів (Таб. 5.5).

Таб. 5.5. Зведені дані експериментального карботермічного відновлення рудно-вугільних брикетів із вмістом sponge 50%.

№	Умови відновлення	Вага зразка	
---	-------------------	-------------	--

	Тиск, мбар	Температура, °С	Тривалість, хв	До, г	Після, г	Ступінь відновлення, %
1	1010	935	15	247	207	0,81
2	1001	970	15	241	201	0,85
3	1050	988	15	236	196	0,88
4	1051	1000	15	240	199	0,89
5	1049	1005	15	238	195	0,97
1	$5 \cdot 10^{-3} - 3 \cdot 10^{-2}$	780	15	242	199	0,94
2	$5 \cdot 10^{-3} - 3 \cdot 10^{-2}$	810	15	256	213	0,86
3	$5 \cdot 10^{-3} - 3 \cdot 10^{-2}$	850	15	231	189	0,98
4	$5 \cdot 10^{-3} - 3 \cdot 10^{-2}$	825	15	261	215	0,93
5	$5 \cdot 10^{-3} - 3 \cdot 10^{-2}$	805	15	225	189	0,80

Якісна оцінка впливу вакууму на процес відновлення залізо-рудно-вугільного брикету в індукційній печі показала, що матеріал, відновлений в умовах вакууму, мав чітко виражену структуру металевої губки з розвиненою пористістю і значною поверхнею. Зразок, отриманий без вакууму, на зламі також мав незначну губчасту структуру, що свідчило про значно менший ступінь відновлення.

Також слід зазначити, що застосування брикетів поліпшило організацію проведення процесу, практично зникла запиленість простору над тиглем і був відсутній винос шихтових матеріалів у порівнянні з насипним завантаженням шихти.

5.1.2 Експерименти з твердофазним відновленням брикету з металізованим ядром.

Серія експериментів, описаних вище, показала можливість проведення процесу нагрівання і відновлення залізо-рудно-вугільної суміші без погіршення параметрів швидкості і максимальної температури нагрівання в порівнянні з насипним способом укладання шихти в тигель. Однак кількість металізованого матеріалу-нагрівача, як і раніше, не вдавалося знизити нижче 50%, оскільки, як і в експериментах з насипним

укладанням, менша кількість матеріалу-нагрівача істотно уповільнювала швидкість і максимальну температуру нагрівання брикету.

З причин, більш детально описаних у розділі 2, було прийнято рішення провести ряд експериментів з відновлення рудно-вугільного брикету, в якому роль «генератора теплоти» замість залізного порошку виконував металізований окатиш, який розміщувався в середині брикету (Рис. 5.4). Експерименти проводились у лабораторній печі MFG-40 характеристики якої наведено у Таб. 5.6.

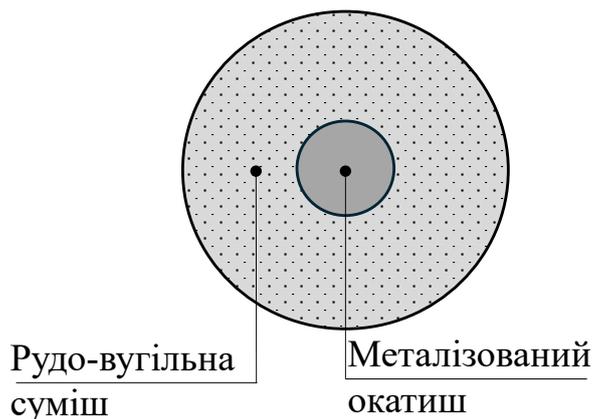


Рис. 5.4. Схема розташування металізованого окатиша в рудно-вугільному брикеті.

Таб. 5.6. Технічні характеристики вакуумної індукційної печі MFG-40

Вирбник	Linn High Therm
Температура	Макс. 1 950°C
Атмосфера	Аргон, азот, повітря
Тиск	атмосферне
Матеріал тигля	Al ₂ O ₃ (96%), Мо, графіт
Електричні параметри:	Номінальна потужність – 40 кВт; Напруга – 400 В; Частота – 22–40 кГц;

Брикет складався з металізованого окатиша діаметром 10 мм, навколо якого була напресована суміш магнетитового концентрату і вугілля. Частка вугілля в суміші становила 15-18%. Магнетитовий концентрат і графіт ретельно перемішували, для забезпечення збереження форми готового брикету в суміш вводили сполучну речовину – 10% водний розчин рідкого скла. З отриманої шихти пресували брикети із

зусиллям пресування 300 кг/см^2 . Масова частка металізованого окатиша в брикеті становила 10–20% від маси рудно-вугільної шихти. Було проведено 5 експериментів з щохвилинною фіксацією температури в тиглі в індукційній печі (Рис. 5.5)

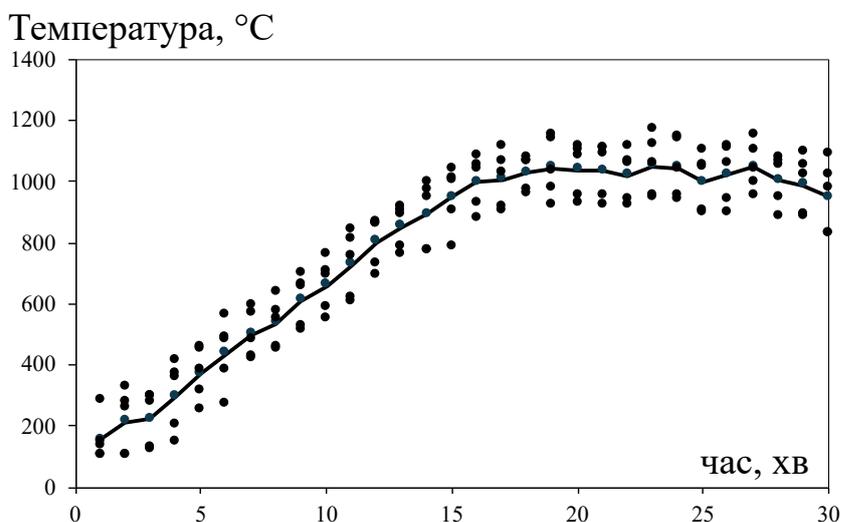


Рис. 5.5. Температура в тиглі під час експериментального карботермічного відновлення рудно-вугільних брикетів з металізованим ядром в індукційній печі.

Початковий нагрів брикетів відбувався з високою швидкістю, і вже на 15 хвилині досягалася температура початку відновлення. Про це побічно можна було судити за полум'ям (горіння CO) над тиглем. Інтенсивність горіння CO в цьому експерименті була нижчою, ніж в досліді з порошком заліза. Дана закономірність пов'язана з високим ступенем використання відновного потенціалу, що утворюється при газифікації вуглецю, газової фази. В експерименті з металізованим окатишем газифікація вуглецю (і реакція відновлення) протікають всередині брикету. Газовий потік спрямований від центру до периферії, отже, газ «фільтрується» через весь шар невідновленої шихти, максимально використовуючи відновний потенціал CO .

При досягненні температури 960°C забезпечували ізотермічну витримку до 24 хвилин. У міру розвитку процесу відновлення, використовувана потужність печі знижувалася, щоб уникнути розплавлення шихти. Далі процес переривали, окатиші охолоджували і відбирали проби для подальшого дослідження. Структура металізованого продукту повторювала структуру матеріалу, відновленого під вакуумом, і мала вигляд металевої губки з розвиненою поверхнею.

Два експерименти з проведених п'яти провели зі зміненою формою металевого ядра: в першому металізоване ядро дробили і також розміщували всередині брикету, в другому використовували замість великого ядра два маленьких. Процес розігріву і відновлення протікав практично так само, як і в разі використання великого (цільного) ядра. Для всіх експериментів з металізованим ядром частка металевого заліза становила в кожному брикеті ~5-10% від маси рудно-вугільної шихти. Для недопущення появи рідких фаз, в умовах високої інтенсивності процесу відновлення, навантаження індукційної печі постійно знижували, підтримуючи температуру на рівні 960°C. Час ізотермічного відновлення становив 8–10 хвилин. Після охолодження отриманий продукт зважувався, за результатами чого розраховувався ступінь відновлення оксидів заліза (Таб. 5.7).

Таб. 5.7. Зведені дані експериментального карботермічного відновлення рудно-вугільних брикетів з металевим ядром.

№	Умови відновлення			Вага зразка		Ступінь відновлення, %
	Тиск	Температура, °C	Тривалість, хв	До, г	Після, г	
1	атмосферний	780	8	252	210	0,85
2		810	8	265	220	0,88
3		850	9	231	191	0,91
4		825	10	277	228	0,94
5		805	8	235	194	0,92

Отриманий продукт мав чітко губчасту структуру (Рис. 5.6) при цьому слід зазначити, що не спостерігалось істотної різниці в температурній динаміці та складі отриманого продукту залежно від форми металевого ядра.



Рис. 5.6. Продукт експериментального карботермічного відновлення рудно-вугільного брикету з металевим ядром.

Проведені експерименти підтвердили можливість вуглецево-термічного твердофазного відновлення залізорудного концентрату в індукційній печі з можливістю подальшого розплавлення свіжовідновленого заліза. Нагрівачем рудно-вугільної шихти може виступати як металевий порошок, так і металеві кускові матеріали (наприклад, окатиші DRI). Використання рудно-вугільної шихти можливе у вигляді брикетів, це робить завантаження печі більш технологічним і знижує запиленість робочого простору, а також випаровування і винесення шихтових матеріалів. Експериментально показана можливість ефективного відновлення рудно-вугільної шихти в брикеті з нагріванням від металізованих кускових матеріалів сумарною масою 5-10% від маси рудно-вугільної суміші брикета.

Проведені експерименти підтвердили можливість вугледотермічного твердофазного відновлення залізорудного концентрату в індукційній печі з можливістю подальшого розплавлення свіжовідновленого заліза. Нагрівачем рудно-вугільної шихти може виступати як металевий порошок, так і металеві кускові матеріали (наприклад, окатиші DRI або подрібнена металева стружка). Як зазначалося раніше, використання рудно-вугільної шихти у вигляді брикетів робить завантаження

печі більш технологічним, знижує запиленість робочого простору, а також винесення шихтових матеріалів. Експериментально показана можливість ефективного відновлення рудно-вугільної шихти в брикеті з нагріванням від металізованих кускових матеріалів з масою нагрівача 5-10% від маси рудно-вугільної суміші брикета.

Виділення газів на етапі відновлення рудно-вугільної частини брикету супроводжувалося його займанням і допалюванням CO, що міститься у відхідних газах, на поверхні верхніх брикетів в області контакту з киснем атмосферного повітря. Виділення теплоти при такому допалюванні було значущим фактором розігріву брикета, і термопари фіксували зростання температури брикета в печі навіть при зниженні електричної потужності, що подавалася на піч.

Допалювання CO, що міститься у відхідних газах процесу відновлення залізо-рудно-вугільних брикетів, доцільно використовувати в технологічному процесі як додаткове джерело теплоти для нагріву і відновлення рудно-вугільних брикетів в умовах індукційного нагріву для економії електроенергії, що подається на індуктор на відповідних етапах процесу.

Другою причиною збільшення швидкості розігріву брикета є збільшення маси металевого ядра за рахунок формування на його поверхні металевих шарів відновленого заліза. Збільшення діаметра ядра на 0,1 см (10%) збільшує об'єм металевих окатишів на 33%, що відповідно збільшує теплову потужність його як нагрівача. Розрахунок зміни теплової потужності і теплового потоку «зростаючого» металевого ядра наведено в розділі 3 даної роботи.

Третя причина, процес нагрівання і твердофазного відновлення йде як від центру до периферії, так і від периферії до центру.

Проведені поетапно серії експериментів підтвердили можливість проведення нагрівання і твердофазного відновлення гематиту вуглецем в умовах індукційного нагрівання. Послідовно підтверджено можливість нагрівання і відновлення рудно-вугільної суміші в індукційному полі металевими частинками з вмістом металевих частин не менше 50% і далі при переході на експерименти з брикетованою сумішшю залізородного концентрату, вугілля і металевих частинок DRI встановлено, що

нагрівання і відновлення всього брикета можливе при вмісті металевої частини 5-10% від маси залізо-рудно-вугільного брикета в разі застосування металевих частинок максимально великого розміру в якості нагрівального ядра.

Експерименти показали, що процес нагрівання і відновлення рудно-вугільної суміші в складі брикету в індукційному полі має такі характеристики:

- висока швидкість нагрівання як металевих частинок-нагрівачів, так і рудно-вугільної частини брикету;
- автокаталітичність, яка забезпечується зростанням теплової потужності і теплового потоку від нагрівальних металевих частинок внаслідок їх «зростання» за рахунок прилеглих шарів свіжовідновленого заліза і допалювання CO у відхідних газах на поверхні брикету.

5.2 Технічні рішення для твердофазного відновлення оксидів заліза в умовах індукційного нагріву.

Пропонований технологічний процес твердофазного відновлення заліза в складі залізо-рудно-вугільного брикета дозволяє проводити нагрівання у всьому об'ємі брикета з поширенням теплоти від внутрішніх об'ємів до поверхні брикета. Це забезпечує рівномірний і одночасний нагрів залізородного матеріалу в усьому об'ємі брикета, скорочує час нагрівання і відновлення всього об'єму брикета, не вимагає обладнання для попереднього нагрівання газів-нагрівачів. Дрібнодисперсний склад рудної та вугільної складової, ущільненої в брикет, забезпечує високі швидкості реакцій газифікації та відновлення в об'ємі брикета.

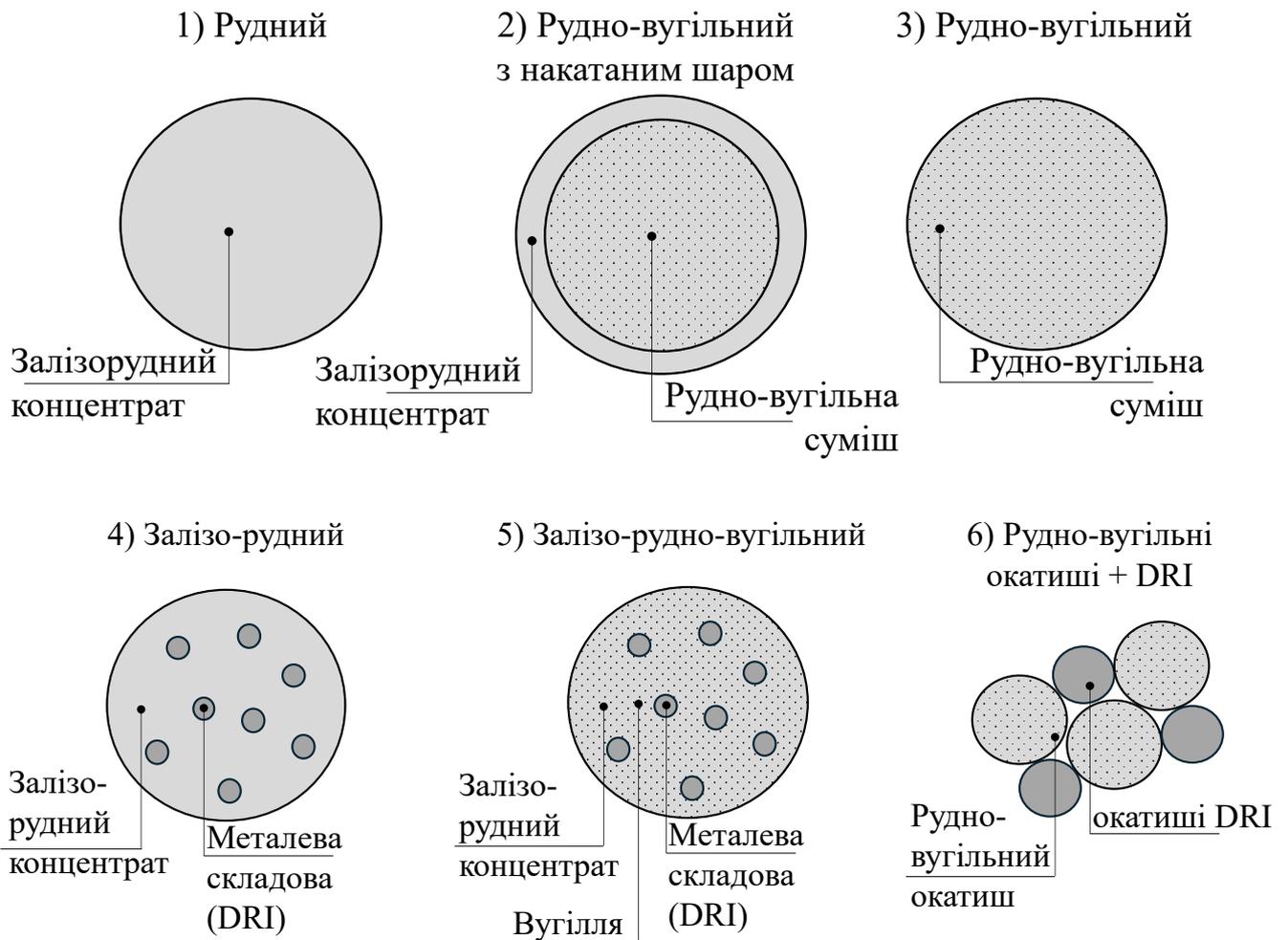


Рис. 5.7. Окатиші (брикети) для технології прямого відновлення заліза із застосуванням індукційного нагріву.

Використання індукційного нагріву істотно спрощує технологію твердофазного відновлення первинних залізорудних матеріалів з отриманням рідкого продукту (сталі). Перш за все індукційна піч дозволяє поєднати весь цикл переробки залізорудного концентрату в рідку сталь в одному агрегаті. Також індукційний нагрів дозволяє здійснювати ефективний нагрів шихтових матеріалів, безпосередньо впливаючи на відновлюваний матеріал, не вдаючись до непрямого і менш ефективного нагріву шихтових матеріалів попередньо нагрітими газами. Далі розглянемо нові технологічні рішення для процесу твердофазного відновлення залізорудного концентрату з використанням індукційного нагріву.

5.2.1 Твердофазне відновлення рудного окатиша газами в агрегаті шахтного типу з індукційним нагріванням.

Автором запропоновано застосування індукційного нагріву для шахтної печі з газовим твердофазним відновленням (Рис. 5.8).

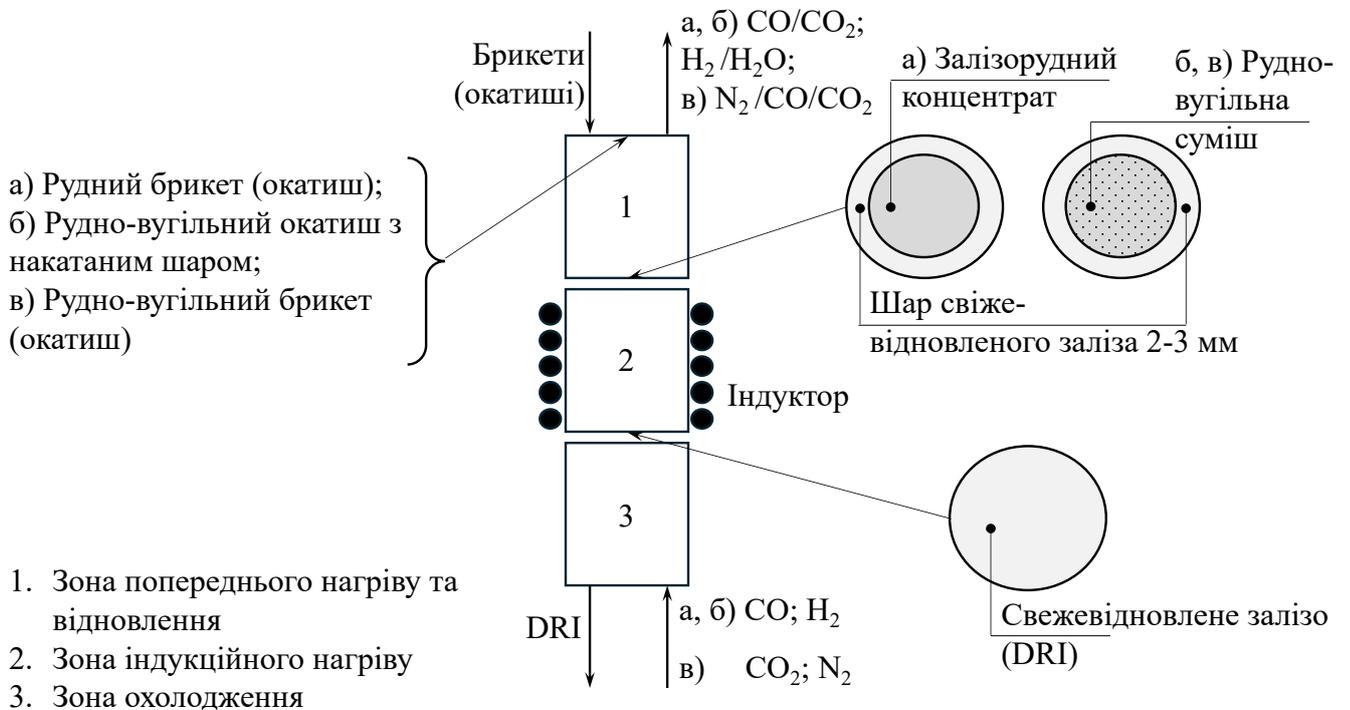


Рис. 5.8. Технологічне рішення для застосування індукційного нагріву в шахтному процесі твердофазного відновлення: а) рудних брикетів (окатишів); б) рудно-вугільних окатишів з накатаним рудним шаром; в) рудно-вугільних брикетів (окатишів).

Застосування індукційного нагріву в технології газового твердофазного відновлення в агрегатах шахтного типу дозволить використовувати зовнішню металізовану кірку рудного окатиша на горизонті її утворення для подальшого нагріву внутрішнього об'єму рудного окатиша за допомогою індукції. Це дозволить знизити витрату газу-відновника до об'єму, необхідного для проведення реакцій відновлення рудного матеріалу (приблизно в 2 рази для випадку використання водню).

Газ-відновник подається в нижню частину шахти і, проходячи через зону охолодження (позиція 3 на Рис. 5.8) нагрівається від гарячого свіжевідновленого заліза, охолоджуючи його, і далі надходить у зону індукційного нагріву (позиція 2 на

Рис. 5.8) де забезпечує протікання реакцій відновлення у внутрішніх шарах рудних окатишів. При цьому тепловий баланс у цій зоні забезпечується індукційним нагріванням. Розігрітий вихровими струмами зовнішній шар окатиша, що складається зі свіжевідновленого заліза, нагріває внутрішні шари окатиша, а також газ-відновник, що надходить в зону індукційного нагріву. Таким чином газ-відновник може подаватися в низ шахти без попереднього нагрівання, його нагрівання і нагрівання шихтових матеріалів буде забезпечено змінним електромагнітним полем індуктора в зоні (2).

До недоліків такого рішення можна віднести те, що для ефективної металізації зовнішнього шару окатиша необхідно створення відновної атмосфери в зоні відновлення зовнішнього шару окатиша (позиція 1 на Рис. 5.8) с максимальною концентрацією відновника. При цьому газ на виході з шахти агрегату матимуть високу концентрацію відновника і ступінь використання відновного потенціалу газової суміші буде не високим.

Підтримка високої концентрації в останніх за ходом руху газів зонах ускладнюється ще й тим, що основна витрата відновника буде проходити в зоні індукційного нагріву (2) на відновлення оксидів заліза у внутрішньому об'ємі рудних окатишів (Рис. 5.8а). Необхідна концентрація відновника в зоні (1) може бути досягнута в даному процесі за рахунок додаткової подачі відновника в потік циркулюючих газів.

Індукційний нагрів дозволяє в шахтному процесі знизити витрату циркулюючих газів за рахунок внесення додаткової теплоти від індукційного нагріву свіжевідновленого заліза. Однак необхідність високої концентрації відновника в останній по ходу газу зоні все одно вимагає внесення додаткової кількості відновника в потік циркулюючих газів. При цьому розвиток реакцій відновлення у внутрішньому об'ємі окатиша в зоні індукційного нагріву (позиція 2 Рис. 5.8а) як і раніше матиме невисоку швидкість і обмежуватиметься швидкістю дифузії газу-відновника вглиб окатиша.

5.2.2 Твердофазне відновлення рудно-вугільного окатишу з накатаним рудним шаром в агрегаті шахтного типу з індукційним нагрівом.

Додавання вугілля до складу внутрішнього об'єму рудного окатишу (позиція 2 на Рис. 5.7) дозволяє вирішити проблему низької швидкості дифузії газу-відновника у внутрішні шари окатиша. Швидкості реакцій прямого відновлення оксидів заліза за відсутності градієнта концентрації дисперсних реагентів у рудно-вугільних окатишах не обмежуються дифузійними процесами, а визначаються інтенсивністю підведення теплоти [75]. Використання індукційного нагріву дозволяє збільшити інтенсивність теплообміну у внутрішньому об'ємі окатиша за рахунок безпосереднього нагріву зовнішнього металізованого шару окатиша. Схема такого технологічного рішення представлена на Рис. 5.8б.

Рудно-вугільний окатиш з накатаним шаром залізорудного концентрату завантажується у верхню частину шахти, де у відновлювальній атмосфері газів, що відходять із зони (2), відбувається нагрівання та газове відновлення зовнішнього шару окатиша. Шар свіжовідновленого заліза в зоні індукційного нагрівання (2) є джерелом теплоти для нагрівання внутрішніх шарів окатиша і ефективного підведення теплоти на протікання ендотермічних реакцій газифікації вуглецю і відновлення оксидів заліза. Оскільки в такому процесі вугілля входить до складу окатиша і є джерелом відновного потенціалу для залізорудного концентрату (Рис. 5.8б), окатиш частково є самовідновлювальним, а газ, що утворюється в процесі газифікації та відновлення у внутрішньому об'ємі окатиша, є джерелом циркуляційних газів для всього шахтного процесу. Зміна вмісту вугілля в окатиші в поєднанні з регулюванням кількості, що подається в нижню частину шахти газу-відновника, дозволяє досягти оптимальної концентрації газу-відновника в зоні попереднього нагрівання (1) для забезпечення відновлення зовнішнього шару окатиша до металевого заліза за час його перебування в зоні (1).

Вміст вуглецю всередині окатиша ефективно забезпечує процес відновлення оксидів заліза у внутрішньому об'ємі окатиша необхідною кількістю відновника, виключаючи необхідність забезпечувати дифузії газу-відновника вглиб окатиша ззовні. При цьому в зоні попереднього відновлення (1) максимально ефективно

використовується відновний потенціал газів, що відходять із зони (2), насамперед на відновлення зовнішніх шарів окатиша на глибину 2–3 мм, оскільки швидкість такого процесу практично не обмежується швидкістю дифузії газу-відновника вглиб окатиша. Таким чином, процес поєднує в собі ефективне газове відновлення для зовнішніх шарів і об'ємне карботермічне відновлення для внутрішніх шарів окатиша. Сумарна швидкість такого процесу відновлення в поєднанні з ефективним індукційним нагріванням рудно-вугільної суміші окатиша від зовнішнього шару свіжевідновленого заліза буде значно вищою в порівнянні з процесом газового відновлення.

Однак описаний процес все ще вимагає додаткового об'єму газу-відновника для забезпечення необхідного відновного потенціалу газової фази для повного відновлення до металевого заліза зовнішніх шарів окатиша в зоні (1). Як окремий випадок описаного вище процесу можна розглянути використання окатишу (брикету), що повністю складається з рудно-вугільної суміші (позиція 3 на Рис. 5.7). Кількість вуглецю в складі рудно-вугільного брикету або окатиша підбирається з урахуванням забезпечення повного відновлення всього залізорудного матеріалу окатиша до металевого заліза за рахунок газифікації вуглецю окатиша. Такі окатиші є повністю самовідновлювальними, і єдиною обмежувальною умовою ефективного і повного відновлення оксидів заліза в такому окатиші буде інтенсивність підведення теплоти в зону ендотермічних реакцій відновлення і газифікації.

Індукційний нагрів інтенсифікує нагрів і відновлення на горизонтах утворення металеві скоринки на зовнішній поверхні окатишу (Рис. 5.8в). У зоні попереднього відновлення, де нагрівання, перш за все зовнішньої поверхні окатиша, відбувається від теплоти газів, що відходять із зони (2), процес відновлення зовнішніх шарів окатиша буде забезпечуватися тільки за рахунок вуглецю, що міститься в складі рудно-вугільного окатиша, а відновний потенціал циркулюючих газів в зоні (1) не буде мати критичного впливу.

Вищесказане дозволяє розглядати такий шахтний процес як повністю карботермічний, в якому відновлення оксидів заліза забезпечується вуглицем у всьому об'ємі окатиша, а циркуляційні гази в шахті забезпечують попередній нагрів

зовнішнього шару окатиша для його карботермічного відновлення до металевого стану в зоні попереднього нагріву (1). Розрахунок теплового балансу зони індукційного нагріву (2) і зони попереднього нагріву і відновлення (1) показав, що фізичної теплоти газів, що утворюються при відновленні окатишів в зоні (2), буде недостатньо для відновлення зовнішнього шару окатиша до металевого стану на глибину 2-3 мм. Додаткова подача циркуляційних газів (Рис. 5.8в) у нижню частину шахти з їх нагріванням у зоні охолодження (3), а також за рахунок індукційного нагрівання у зоні (2) повинна компенсувати нестачу фізичної теплоти відхідних газів у зоні попереднього нагрівання та відновлення (1). При цьому кращим є подача інертного газу, оскільки свіжевідновлене залізо в зоні охолодження (3) має високу реакційну здатність і може окислюватися в потоці CO_2 .

Інертний газ, проходячи через шар свіжевідновлених окатишів (DRI) в зоні охолодження (3), нагрівається до температури 500-600°C і надходить в зону індукційного нагріву (2), в ній циркуляційний інертний газ, проходячи через шар окатишів, нагрівається від їх поверхні, яка, в свою чергу, розігріта змінним електромагнітним полем індуктора. Далі нагрітий до температури 1200–1300°C інертний газ у суміші з газами, які утворюються в об'ємі окатиша в результаті реакцій газифікації вуглецю і відновлення заліза, із зони індукційного нагрівання (2) надходить у зону попереднього нагрівання (1). Додатковий об'єм інертного газу, що надходить в зону (1), забезпечує достатню кількість теплоти для покриття теплового балансу нагріву зовнішнього шару окатиша і екзотермічних реакцій газифікації вуглецю і відновлення заліза в цьому шарі. Оскільки сумарний тепловий баланс процесу карботермічного відновлення залізорудного концентрату ендотермічний - єдиним джерелом теплоти в даному процесі є індукційний нагрів шарів свіжевідновленого металевого заліза в рудно-вугільному окатиші або брикеті.

Описане технічне рішення має ряд переваг:

- можливість використовувати циркуляційний газ без попереднього підігріву;
- рекуперація теплоти свіжевідновленого заліза безпосередньо в об'ємі агрегату;

- охолоджений продукт на виході з агрегату;
- висока швидкість і ступінь відновлення заліза з оксидів;
- ефективний нагрів окатиша змінним магнітним полем індуктора;
- мінімальна витрата газу на циркуляцію.

При цьому в описаному процесі все ще зберігається необхідність створення в зоні попереднього нагріву (1) умов для відновлення оксидів зовнішнього шару окатиша до металевого заліза для забезпечення індукційного нагріву в зоні (2). Це вимагає наявності додаткового об'єму циркуляційного газу в процесі та електроенергії на нагрів цього об'єму.

5.2.3 Твердофазне відновлення залізо-рудних брикетів в агрегаті шахтного типу з індукційним нагрівом.

Для забезпечення індукційного нагрівання рудних окатишів у процесах, описаних вище, використовувався попередній нагрів і відновлення зовнішнього шару окатиша товщиною 2–3 мм. Даний шар служив надалі джерелом теплоти для нагрівання внутрішнього об'єму окатиша і зовнішнього потоку газу. Однак такий підхід вимагає додаткових витрат електроенергії для створення умов, необхідних для протікання процесу відновлення зовнішнього шару окатиша на достатню глибину (2–3 мм) для ефективного перетворення енергії змінного магнітного поля в теплову енергію. Внесення до складу рудної шихти металеві складові у вигляді некондиційних окатишів DRI або заліза прямого відновлення (sponge) дозволяє формувати залізо-рудні брикети (позиція 4 на Рис. 5.7), які можуть бути нагріті змінним магнітним полем індуктора з високою ефективністю, як це було показано раніше в експериментах. Такі брикети є самонагріваючими в індукційному полі, оскільки містять у своєму об'ємі нагрівач у вигляді металевих частинок. Нагрівання в такому брикеті відбувається одночасно в усьому об'ємі, а не градієнтно від поверхні до центру, як це відбувається при нагріванні від свіжевідновленого зовнішнього шару. Схема технічного рішення для застосування індукційного нагрівання залізородних брикетів в агрегаті шахтного типу представлена на Рис. 5.9а.

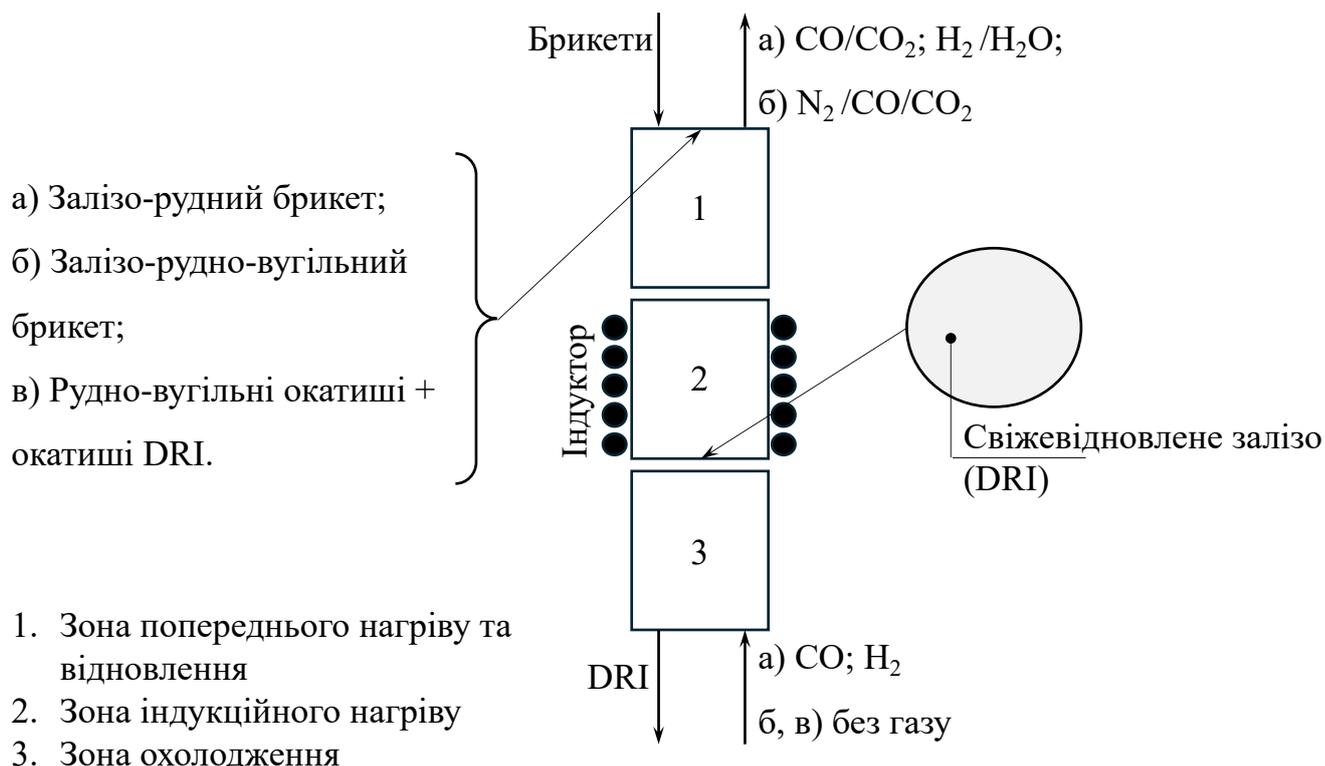


Рис. 5.9. Технологічне рішення для застосування індукційного нагріву в шахтному процесі твердофазного відновлення: а) залізо-рудних брикетів; б) залізо-рудно-вугільних брикетів; в) рудно-вугільних окатишів спільно з окатишами DRI.

Залізорудні брикети завантажуються у верхню частину шахти. Проходячи через зону попереднього нагрівання (1), брикети нагріваються відхідними газами до температури 600-700°C і відбувається часткове відновлення гематиту на поверхні брикету до магнетиту або вюститу за рахунок залишкового відновного потенціалу газів, що відходять із зони індукційного нагрівання (2). У зоні індукційного нагріву (2) металева складова брикетів розігрівається під впливом змінного електромагнітного поля індуктора до температури 1200-1300°C і нагріває залізорудний концентрат в об'ємі брикету до температур відновлення 900-1100°C. Газ-відновник подається в нижню частину шахти (Рис. 5.9а) в зону охолодження (3), проходить через шар свіжевідновлених брикетів, нагрівається до температури 500-600°C і надходить в зону індукційного нагріву (2). Тут газ додатково нагрівається від теплоти розігрітих індукційним полем брикетів і вступає в реакцію з оксидами залізорудного концентрату в брикеті. Відновлення проходить пошарово від поверхні брикету до його

центру, при цьому температура брикету приблизно однакова в усьому об'ємі, що створює сприятливі умови для розвитку реакцій відновлення, проте проникнення відновника у внутрішні шари брикету ускладнене, а швидкість дифузії газів вглиб брикету обмежена.

У такому процесі подача газу-відновника не вимагає його попереднього нагрівання, газ нагрівається від теплоти свіжевідновлених брикетів у зоні охолодження (3) і від теплоти брикетів, нагрітих в індукційному полі в зоні (2). Проходячи через зону попереднього нагрівання (1), газ віддає свою фізичну теплоту брикетам, нагріваючи їх і частково відновлюючи. Таким чином, в зоні (1) утилізують як залишкову фізичну теплоту газів, так і їх залишковий відновний потенціал.

Перевагою такого процесу є висока ефективність і швидкість нагрівання брикетів, відсутність витрат на попередній нагрів газу-відновника, максимальне використання відновного потенціалу і фізичної теплоти відхідних газів. До недоліків можна віднести низьку швидкість дифузії газу-відновника до внутрішніх шарів брикету, що вимагає значного збільшення часу перебування брикету в зоні індукційного нагрівання.

5.2.4 Твердофазне відновлення залізо-рудно-вугільних брикетів в агрегаті шахтного типу з індукційним нагрівом.

Додавання у склад залізорудного брикету вугілля (позиція 5 на Рис. 5.7) дозволяє замінити неефективний процес дифузії газу-відновника у внутрішніх шарах залізорудного брикету об'ємним відновленням за рахунок щільного упакування в брикеті ретельно перемішаного дрібнодисперсного залізорудного і вугільного концентратів. Такий брикет буде і самовідновлювальним, і самонагрівальним в змінному електромагнітному полі, оскільки містить у своєму складі і відновник у вигляді вуглецю вугілля і нагрівач у вигляді металевих частинок DRI. Використання такого брикету спільно з індуктором дозволяє, як було неодноразово показано в експериментах раніше, нівелювати негативний вплив і температурного градієнта і градієнта концентрацій дисперсних реагентів у всьому об'ємі брикету. Схема процесу

відновлення залізо-рудно-вугільних брикетів з використанням індукційного нагріву в агрегаті шахтного типу представлена на Рис. 5.9б.

Залізо-рудно-вугільні брикети завантажуються у верхню частину шахти. Проходячи зону попереднього нагрівання (1), брикети нагріваються теплом газів, що відходять із зони індукційного нагрівання (2), і частково відновлюються, утилізуючи залишковий відновлювальний потенціал цих газів. Потрапляючи в зону індукційного нагріву (2), металеві частинки DRI у складі залізо-рудно-вугільного брикету інтенсивно нагріваються до температури 1200–1300°C, нагрівають рудно-вугільну суміш навколо себе до температури 900-1100°C і забезпечують теплом всі ендотермічні реакції газифікації та відновлення, що протікають у всьому об'ємі брикету одночасно. Такий процес розвивається інтенсивно і є автокаталітичним за рахунок того, що навколо металевих частинок утворюється шар свіжевідновленого заліза, яке починає нагріватися від змінного електромагнітного поля індуктора, збільшуючи як ефективність перетворення енергії електромагнітного поля в теплову енергію, так і площу нагрівальної поверхні в об'ємі брикету. Пропонований залізо-рудно-вугільний брикет дозволяє значно скоротити час перебування брикету в зоні індукційного нагрівання (2) і значно підвищити швидкість і ефективність твердофазного відновлення.

Оскільки джерелом відновного потенціалу в даному процесі є вуглець вугілля в складі брикету, немає необхідності в додатковій подачі газу відновника в описаний процес, а нагрівання брикетів до температур відновлення і покриття витрати енергії на ендотермічні реакції відновлення оксидів заліза і газифікації вугілля здійснюється виключно змінним електромагнітним полем індуктора. З одного боку це знижує витрати на приготування і подачу газів, а з іншого робить охолодження свіжевідновлених брикетів окремим технологічним завданням, яке більше не пов'язане безпосередньо з процесом твердофазного відновлення в шахтному агрегаті.

Однак слід зазначити, що подача інертного газу в низ шахти в зону охолодження (3) все ж можлива і вона дозволить провести охолодження свіжевідновленого заліза, але подальший рух нагрітого інертного газу буде

охолоджувати зону індукційного нагріву (2) і знижувати відновний потенціал газів, що відходять із зони (2) в зону попереднього нагріву (1).

Перевагами такого технологічного рішення є відсутність необхідності в подачі газів в процес твердофазного відновлення і висока швидкість нагріву і відновлення залізородного концентрату у всьому об'ємі залізо-рудно-вугільного брикету; при цьому виникає необхідність додаткового агрегату для охолодження свіжевідновленого заліза.

Окремим випадком розглянутого технологічного рішення можна вважати використання спільно в завантаженні шахтного агрегату рудно-вугільних окатишів і металізованих окатишів DRI в кількості 10-20% від маси рудно-вугільної шихти (позиція 6 на Рис. 5.7). Металізовані окатиші DRI, розподілені в шарі рудно-вугільних окатишів, нагріваючись у змінному електромагнітному полі індуктора, забезпечать нагрівання прилеглих до них рудно-вугільних окатишів до температур твердофазного відновлення, а також покриття дефіциту теплової енергії на ендотермічні реакції газифікації вугілля та відновлення оксидів заліза (Рис. 5.9в). Перевагою такого рішення є простота і поширеність технологій виробництва рудно-вугільних окатишів і окатишів прямого відновлення (DRI). Це істотно розширить сировинну базу і знизить витрати на підготовку шихти.

5.2.5 Твердофазне відновлення рудно-вугільних окатишів в агрегаті шахтного типу та індукційній печі з подальшим розплавленням.

У всіх описаних вище процесах розглядалося виробництво заліза прямого відновлення з твердофазним продуктом. Таке виробництво на сьогоднішній день є традиційним, а для випадків використання свіжевідновленого заліза в безпосередній близькості від установки твердофазного відновлення традиційно застосовують ДЕСП для його розплавлення і отримання сталі. Використання рудно-вугільних окатишів спільно з металізованими окатишами DRI дозволяє в змінному електромагнітному полі індуктора проводити як твердофазне відновлення, так і розплавлення отриманого продукту. Таким чином виключається необхідність в охолодженні свіжевідновленого заліза, а фізична теплота продукту твердофазного відновлення може бути повністю

корисно використано. Такий процес може бути представлений двома технологічними рішеннями (Рис. 5.10): безперервної дії шахтного типу з подальшим розплавленням в індукційній печі (Рис. 5.10а), та періодичної дії в індукційній печі з шахтою попереднього нагріву та відновлення (Рис. 5.10б).

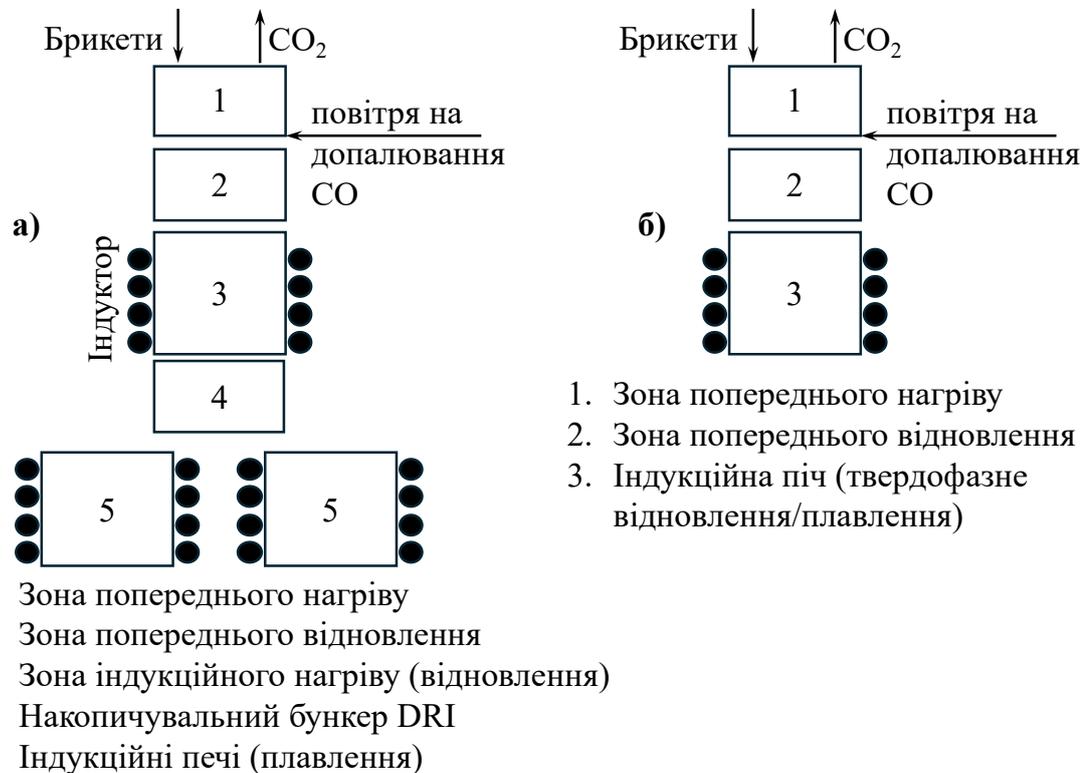


Рис. 5.10. Технологічні рішення для твердофазного відновлення рудно-вугільних окатишів з подальшим розплавленням в індукційній печі.

Безперервний процес твердофазного відновлення реалізується в агрегаті шахтного типу (Рис. 5.10а). Рудно-вугільні окатиші в суміші з 10-20% окатишів прямого відновлення DRI перемішуються і завантажуються у верхню частину шахти. У зоні попереднього нагрівання (1) суміш окатишів нагрівається до температури 800-900°C димовими газами, які утворюються в результаті допалювання залишкового СО у відхідних газах після зони попереднього відновлення (2). Попередньо нагріта суміш рудно-вугільних окатишів і DRI надходить в зону попереднього відновлення (2), в якій за рахунок фізичної теплоти і залишкового відновного потенціалу відхідних із зони індукційного нагріву (3) газів починається часткове відновлення зовнішніх шарів рудно-вугільних окатишів. Далі, надходячи в зону індукційного нагріву (3),

металізовані окатиші DRI інтенсивно нагріваються в змінному електромагнітному полі індуктора і, в свою чергу, останні нагрівають навколишні рудно-вугільні окатиші до температури 900-1100°C, тим самим запускаючи і забезпечуючи необхідною теплотою реакцію газифікації вуглецю і відновлення оксидів заліза в об'ємі рудно-вугільних окатишів.

У зоні індукційного нагрівання відбувається повне відновлення залізорудного концентрату рудно-вугільного окатиша до металевого заліза. Свіжевідновлений продукт надходить в накопичувальний бункер (4), звідки по черзі вивантажується в одну з індукційних печей для розплавлення і подальшого доведення з отриманням рідкої сталі необхідної якості.

Гази, що утворюються в результаті комплексної реакції відновлення оксидів заліза в зоні індукційного нагріву (3), виходять з окатиша і рухаються вгору по шахті, послідовно проходячи зону попереднього відновлення (2), де залишковий відновний потенціал газів утилізується на часткове відновлення гематиту і магнетиту до вюститу в зовнішніх шарах рудно-вугільних окатишів, а далі в зоні попереднього нагріву (1) відбувається допалювання залишкового CO і утворені таким чином димові гази нагрівають свіжі шари суміші рудно-вугільних окатишів і окатишів DRI.

Аналогічний принцип реалізується в агрегаті твердофазного відновлення періодичної дії (Рис. 5.10б). Суміш рудно-вугільних окатишів і металізованих окатишів DRI завантажують в індукційну піч (3). У шахту, розташовану над індукційною піччю, завантажують тільки рудно-вугільні окатиші, причому об'єм шахти дорівнює 5 об'ємам тигля індукційної печі, що при розплавленні і осіданні всього завантаження забезпечить повне заповнення тигля індукційної печі рідким продуктом.

Розташована в тиглі індукційної печі суміш рудно-вугільних і металізованих окатишів розігрівається за рахунок нагрівання металізованих окатишів змінним електромагнітним полем печі. При нагріванні суміші до температури 900-1100°C за рахунок теплоти від металізованих окатишів DRI в рудно-вугільних окатишах відбуваються реакції газифікації вуглецю вугілля і відновлення заліза з оксидів. Свіжевідновлене залізо також включається в процес перетворення енергії змінного

електромагнітного поля індуктора печі в теплову енергію нагрівання рудно-вугільної суміші в об'ємі окатиша, тому процес буде мати автокаталітичний характер.

Газ, який утворюється в результаті комплексу реакцій газифікації та відновлення оксидів заліза, залишає рудно-вугільні окатиші з вмістом CO приблизно 20-50% в залежності від стадії процесу відновлення оксидів заліза. Такий газ піднімається по шахті і на вході в зону (2) має достатній відновний і температурний потенціал для відновлення гематиту в зовнішніх шарах рудно-вугільних окатишів до вюститу і магнетиту і покриття теплового дефіциту ендотермічних реакцій газифікації і відновлення в об'ємі окатиша. У міру свого просування через шар рудно-вугільних окатишів в зоні (2) газ утилізує свій температурний і відновний потенціал і на вході в зону попереднього нагріву (1) має залишковий вміст CO приблизно 20-30%. По висоті зони попереднього нагріву (1) відбувається допалювання залишкового CO у відхідних газах за допомогою подачі необхідної кількості повітря через форсунки, розташовані по колу шахти в кілька рівнів для поетапного допалювання CO і підтримки температури в шахті не більше 1300-1400°C. Такий газ має достатній тепловий потенціал для нагрівання і повного відновлення рудно-вугільних окатишів в зоні (1) до металевого заліза. Таким чином, в зонах (1 і 2) максимально корисно утилізується і відновлювальний, і теплотворний потенціал відхідних газів.

Після етапу твердофазного відновлення, на якому рудно-вугільні окатиші в усьому об'ємі індукційної печі та шахти повністю відновлені до металевого заліза, починається етап плавлення. Індукційна піч (3) переходить у режим нагрівання та плавлення. Свіжевідновлене залізо в тиглі печі переходить в рідкий стан, звільняючи об'єм тигля, в який поступово осідає стовп свіжевідновленого заліза з шахти попереднього нагрівання і відновлення (1,2), надходячи в простір індукційної печі (3) свіжевідновлене залізо також нагрівається і розплавляється під впливом змінного електромагнітного поля індукційної печі. Поетапно весь стовп свіжевідновленого заліза розплавляється, заповнюючи тигель індукційної печі рідким продуктом, який в подальшому може бути доведений методами позапічної обробки до необхідної якості сталі.

Такий процес відрізняється простотою реалізації, можливістю роботи на первинній шихті, а також низькою собівартістю одержуваного продукту. У ньому повністю утилізується як теплотворний, так і відновлювальний потенціал відхідних газів, які утворюються в процесі відновлення залізородних матеріалів, не потрібне будівництво газової інфраструктури для нагріву і циркуляції газу-відновника або інертних газів, не потрібна розробка нових агрегатів, використовується стандартне обладнання індукційної печі, всі процеси від нагрівання і твердофазного відновлення до плавлення і отримання рідкої сталі проходять в одному агрегаті, процес легко автоматизується і контролюється з використанням вже відомих технічних рішень для індукційних печей.

Висновки по розділу 5.

1. Експериментально підтверджено принципову реалізованість проведення карботермічного твердофазного відновлення оксидів заліза з подальшим розплавленням продукту в одному агрегаті на базі індукційної печі.
2. Встановлено мінімально достатній вміст металевої складової (sponge iron) для насипних сумішей ~30–40% для реалізації нагрівання і відновлення, а для швидкого нагрівання ~50%.
3. Експериментально підтверджено можливість індукційного нагрівання і твердофазного відновлення залізородного концентрату в складі рудно-вугільного брикету. Перехід до брикетованої форми підвищує технологічність процесу: знижує запиленість і винос, спрощує дозування і подачу, забезпечує відтворюваність умов нагрівання і відновлення; в ізотермічних режимах ($\approx 960\text{--}1200^\circ\text{C}$) отримано високі ступені відновлення за 15–24 хвилин. Введення металізованого «нагрівального ядра» (DRI металізований окатиш) всередині брикету дозволяє забезпечити об'ємний нагрів, при цьому частка металевої складової може бути знижена до 5–10% від маси рудно-вугільної суміші без погіршення кінетики відновлення.
4. Показано, що допалювання CO, що виділяється в період відновлення, формує істотне додаткове теплове підживлення процесу, що підтверджується зростанням температури всередині тигля при зниженні електричної потужності, що підводиться до індукційної печі.
5. Встановлено вплив зниженого тиску на початок відновлення: зміщення рівноваги реакцій газифікації ($\text{C} + \text{CO}_2 = 2\text{CO}$) в прямому напрямку сприяє досягненню відновлювальних концентрацій CO при меншій температурі; у наведених дослідях температура початку відновлення знижувалася до $\sim 780\text{--}800^\circ\text{C}$ при досягненні високого ступеня металізації.
6. Запропоновано та обґрунтовано нові технологічні рішення та схеми для шахтних агрегатів з індукційним нагріванням. Показано можливість інтеграції операцій «твердофазне відновлення \rightarrow розплавлення» в єдиному агрегаті (безперервної або періодичної дії), що дозволяє відмовитися від

охолодження DRI, мінімізувати втрати фізичної теплоти і спростити технологічну схему отримання рідкої сталі.

7. Енергетичні переваги індукційного нагріву полягають у зниженні потреби в циркуляції заздалегідь підігрітих газів-відновників; теплота вводиться безпосередньо в матеріал через провідну фазу, тоді як залишковий теплотворний і відновний потенціал відхідних газів утилізується по висоті агрегату, забезпечуючи попередній нагрів і часткове відновлення свіжого завантаження.
8. Практична значущість результатів полягає в демонстрації технологічно реалізованої і масштабованої схеми, сумісної зі стандартною інфраструктурою індукційних печей, що забезпечує підвищення швидкості і ступеня відновлення, зниження питомих енерговитрат і спрощення газової інфраструктури.

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

1. Проведений аналіз глобальних тенденцій розвитку металургії показав стійке зростання світового виробництва сталі, обумовлене насамперед прискореним промисловим розвитком країн Азії, зокрема Китаю та Індії. Разом з тим сталеплавильна галузь залишається одним з найбільш енергоємних і емісійних секторів промисловості, формуючи близько 7% глобальних викидів CO₂. В умовах посилення кліматичних вимог і реалізації сценаріїв сталого розвитку, сформульованих міжнародними енергетичними та кліматичними організаціями, до 2050 року потрібне радикальне зниження питомих викидів вуглецю, що робить неминучою глибоку технологічну трансформацію традиційних металургійних процесів. Незважаючи на домінування класичної схеми повного циклу «доменна піч – кисневий конвертер», її подальший розвиток все більшою мірою обмежується екологічними та регуляторними факторами.
2. Встановлено, що найбільший потенціал декарбонізації сталеплавильного виробництва пов'язаний з розвитком альтернативних технологічних маршрутів, насамперед ланцюжка «пряме відновлення заліза – дугова електросталеплавильна піч», що забезпечує істотне зниження викидів CO₂ порівняно з доменним процесом. Сучасна структура виробництва DRI характеризується переважанням газових технологій, що відрізняються високою продуктивністю і якістю продукції, проте їх застосування обмежене доступністю природного газу. Карботермічні процеси зберігають значимість в регіонах з обмеженими газовими ресурсами, незважаючи на їх більш високу енергоємність і вуглецеве навантаження. У цих умовах перспективним напрямком розвитку металургії є вдосконалення процесів прямого відновлення заліза, розширення сировинної бази та поетапне збільшення частки водню у відновлювальних і сталеплавильних технологіях.
3. Розроблено та обґрунтовано новий спосіб твердофазного відновлення та подальшого виплавляння сталі з використанням індукційної печі,

заснований на спільному застосуванні залізорудного концентрату, вугілля та металевих складових у вигляді частинок DRI (sponge iron). Показано, що металеві частинки виконують функцію ефективних нагрівачів залізо-рудно-вугільних брикетів, забезпечуючи передачу теплоти від індукованих вихрових струмів до неметалевої частини шихти і створюючи умови для реалізації процесу твердофазного відновлення в одному агрегаті.

4. Встановлено та проаналізовано основні конструктивні та технологічні параметри, що визначають ефективність індукційного нагрівання залізо-рудно-вугільних брикетів, включаючи частоту та потужність магнітної індукції, магнітні властивості та розмір металевих фрагментів що нагріваються, а також роль товщини скін-шару як ефективної глибини проникнення магнітного поля. На основі аналізу механізму нагрівання обґрунтовано раціональний склад шихти та гранулометричний склад компонентів: використання залізорудного концентрату або багатої руди з розміром частинок 1–2 мм, вугілля з розміром частинок менше 1 мм та металевих нагрівачів у вигляді некондиційних окатишів DRI (sponge iron) розміром 5–8 мм.
5. Розроблено математичну модель комплексного процесу нагрівання та відновлення гематиту в складі залізо-рудно-вугільного брикету при індукційному нагріванні металевого ядра, що враховує теплові та відновлювальні процеси в електромагнітному полі індукційної печі. Показано високу адекватність моделі: сумарна похибка апроксимації при кроці просторової сітки $\Delta r = 0,002$ м і кроці за часом $\Delta t = 8,4$ с становить 0,17%, а розбіжність розрахункових і експериментальних температур не перевищує 5–8% при часі нагрівання 30–60 хвилин і 16–19% при 10–20 хвилинах нагрівання. Отримано розрахункові часові залежності швидкості нагрівання, динаміки відновлення гематиту та зміни теплової потужності нагрівального металевого ядра для брикету радіусом 20 мм з ядром радіусом 8 мм.

6. На основі математичного моделювання досліджено вплив зміни геометричних параметрів металевого ядра і нагрівальних частинок на тепловий режим і кінетику відновлення залізо-рудно-вугільного брикету. Встановлено, що збільшення радіуса металевого ядра за рахунок наростання шарів свіжевідновленого заліза вимагає поетапного зниження теплової потужності індукційного нагріву з метою запобігання плавлення металеві складові шихти. Показано, що зменшення діаметра нагрівальних частинок при одночасному збільшенні їх кількості в складі брикету призводить до зростання швидкості нагрівання рудно-вугільної частини шихти та інтенсифікації процесу твердофазного відновлення гематиту.
7. Встановлено інтенсифікуючий вплив змінного електромагнітного поля на процеси газового, карботермічного та комплексного відновлення заліза в широкому температурному діапазоні. Показано, що накладання електромагнітного поля частотою 0,5–50 кГц суттєво прискорює відновлення оксидів заліза воднем, оксидом вуглецю та їх сумішами, причому найбільший ефект спостерігається в області температур 573–773 К, де швидкість відновлення зростає у 1,5–2 рази. У діапазоні температур 973–1373 К доведено ефективність впливу електромагнітного поля для інтенсифікації карботермічного та комплексного відновлення заліза, що проявляється у скороченні тривалості повної металізації зразків на 10–15% при промисловій частоті та у підвищенні швидкості процесу в середньому у 1,5 рази при використанні електромагнітного поля підвищених частот.
8. На основі аналізу експериментальних і кінетичних даних, а також положень фізики твердого тіла і теорії магнетизму, розвинено уявлення про механізм впливу змінного електромагнітного поля на швидкість відновлення оксидів заліза. Показано, що інтенсифікація процесу зумовлена феромагнітними властивостями кристалічних фаз, прискоренням зовнішньо- та внутрішньодифузійного газообміну, а також формуванням додаткових структурних дефектів і послабленням зв'язків Fe–O. Сукупність цих ефектів сприяє диспергуванню продуктів відновлення, розвитку транспортних

каналів і зростанню активної поверхні, що обґрунтовує доцільність використання змінного електромагнітного поля та індукційного нагрівання для інтенсифікації металізації залізородних матеріалів у процесах відновлення за участю твердого вуглецю.

9. Експериментально підтверджено принципову реалізованість проведення карботермічного твердофазного відновлення оксидів заліза з подальшим розплавленням продукту в одному агрегаті на базі індукційної печі. Встановлено мінімально достатній вміст металеві складової (sponge iron) у шихті на рівні 30–40% для забезпечення нагріву та відновлення і близько 50% — для інтенсифікованого нагріву. Показано, що перехід до брикетованої форми рудно-вугільної шихти з внутрішнім металізованим «нагрівальним ядром» (DRI-окатиш) забезпечує об'ємний індукційний нагрів і дозволяє знизити частку металеві складової до 5–10% без погіршення кінетики відновлення, досягаючи високих ступенів металізації в ізотермічних режимах за 15–24 хвилини.
10. Встановлено визначальний вплив теплогазодинамічних умов на ефективність процесу індукційного твердофазного відновлення заліза. Показано, що допалювання CO, який виділяється в період відновлення, формує істотну додаткову теплову підживу процесу, а зниження тиску сприяє зсуву рівноваги реакцій газифікації в бік утворення CO та зменшенню температури початку відновлення до 780–800°C при досягненні високого ступеня металізації. Запропоновано та обґрунтовано нові технологічні рішення шахтних агрегатів з індукційним нагрівом, що забезпечують інтеграцію операцій «твердофазне відновлення → розплавлення» в єдиному агрегаті, скорочення питомих енерговитрат, ефективну утилізацію теплового і відновного потенціалу відхідних газів та можливість практичної реалізації масштабованої технологічної схеми, сумісної зі стандартною інфраструктурою індукційних печей.

ПЕРЕЛІК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Schlegel J. The World of Steel: On the History, Production and Use of a Basic Material. Wiesbaden. Springer Fachmedien. 2023. DOI: <https://doi.org/10.1007/978-3-658-39733-3>.
2. Chaturvedi S., Ochsendorf J. Global Environmental Impacts due to Cement and Steel. Taylor & Francis. 2004. *Structural Engineering International*. Т.14. №3. С.198–200. DOI: <https://doi.org/10.2749/101686604777963748>.
3. World Steel Association. World-Steel-in-Figures. Brussels. 2025. URL: <https://worldsteel.org/wp-content/uploads/World-Steel-in-Figures-2025-3.pdf>.
4. Irfan D. та ін. Study of growth of steel, steel infrastructure and steel industries in India. Baghdad, Iraq. 2023. С.020209. DOI: <https://doi.org/10.1063/5.0163369>.
5. Hasanbeigi A., Lu H., Zhou N. Net-Zero Roadmap for China’s Steel Industry. Lawrence Berkeley National Laboratory, and Global Efficiency Intelligence. 2023. С.61. URL: https://eta-publications.lbl.gov/sites/default/files/china_steel_roadmap-2mar2023.pdf.
6. Kim J. та ін. Decarbonizing the iron and steel industry: A systematic review of sociotechnical systems, technological innovations, and policy options. 2022. *Energy Research & Social Science*. Т.89. С.102565. DOI: <https://doi.org/10.1016/j.erss.2022.102565>.
7. Yu B. та ін. Industrial risks assessment for the large-scale development of electric arc furnace steelmaking technology. 2025. *Applied Energy*. Т.377. С.124611. DOI: <https://doi.org/10.1016/j.apenergy.2024.124611>.
8. World Steel Association. Sustainability-Indicators-report. Brussels. 2024. С.8. URL: <https://worldsteel.org/wp-content/uploads/Sustainability-Indicators-report-2024.pdf>.
9. Calvin K. та ін. Climate Change 2023: Synthesis Report. Geneva, Switzerland. IPCC. 2023. URL: https://www.ipcc.ch/report/ar6/syr/downloads/report/IPCC_AR6_SYR_FullVolume.pdf.
10. Генеральная Ассамблея ООН. Преобразование нашего мира: Повестка дня в области устойчивого развития на период до 2030 года. 2015. *A/RES/70/1*. С.44. URL: <https://sdgs.un.org/sites/default/files/publications/21252030%20Agenda%20for%20Sustainable%20Development%20web.pdf>.

11. Unated Nations. The Paris Agreement. 2015. C.27.
URL: https://unfccc.int/files/essential_background/convention/application/pdf/english_paris_agreement.pdf.
12. What Is Climate Change? . *United Nations*.
URL: <https://www.un.org/en/climatechange/what-is-climate-change>.
13. Climate Change 2021: The Physical Science Basis. Cambridge, UK. Cambridge University Press. 2023. DOI: <https://doi.org/10.1017/9781009157896>.
14. Iron and Steel Technology Roadmap - Towards more sustainable steelmaking. Paris. IEA. 2020. C.190. URL: <https://www.iea.org/reports/iron-and-steel-technology-roadmap>.
15. Cormos C.-C. Evaluation of reactive absorption and adsorption systems for post-combustion CO₂ capture applied to iron and steel industry. 2016. *Applied Thermal Engineering*. T.105. C.56–64.
DOI: <https://doi.org/10.1016/j.applthermaleng.2016.05.149>.
16. Wörtler M. та ін. Technical and Economic Analysis of the Sector's CO₂ Abatement Potential. Boston. BSG&Steel Institute VDEh. 2013.
URL: https://www.wvstahl.de/wp-content/uploads/Schlussbericht-Studie-Low-carbon-Europe-2050_-Mai-20131.pdf.
17. Sun Y. та ін. Decarbonising the iron and steel sector for a 2°C target using inherent waste streams. 2022. *Nature Communications*. T.13. C.297.
DOI: <https://doi.org/10.1038/s41467-021-27770-y>.
18. Fan Z., Friedmann S. J. Low-carbon production of iron and steel: Technology options, economic assessment, and policy. Elsevier. 2021. T.5. №4. C.829–862.
DOI: <https://doi.org/10.1016/j.joule.2021.02.018>.
19. Vogl V., Olsson O., Nykvist B. Phasing out the blast furnace to meet global climate targets. 2021. *Joule*. T.5. №10. C.2646–2662.
DOI: <https://doi.org/10.1016/j.joule.2021.09.007>.
20. Shanmugam S. P. та ін. Challenges and Outlines of Steelmaking toward the Year 2030 and Beyond—Indian Perspective. Multidisciplinary Digital Publishing Institute. 2021. *Metals*. T.11. №10. C.1654. DOI: <https://doi.org/10.3390/met11101654>.
21. Zang G. та ін. Cost and Life Cycle Analysis for Deep CO₂ Emissions Reduction of Steelmaking: Blast Furnace-Basic Oxygen Furnace and Electric Arc Furnace Technologies. 2023. *International Journal of Greenhouse Gas Control*. T.128. C.103958. DOI: <https://doi.org/10.1016/j.ijggc.2023.103958>.

22. Mokrzycki E., Gawlik L. Possibilities of reducing greenhouse gas emissions in the steel industry. 2025. *Advances in Science and Technology Research Journal*. T.19. №11. C.489–501. DOI: <https://doi.org/10.12913/22998624/209894>.
23. Li X. та ін. Material Metabolism and Environmental Emissions of BF-BOF and EAF Steel Production Routes. Taylor & Francis. 2018. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*.
URL: <https://www.tandfonline.com/doi/abs/10.1080/08827508.2017.1324440>.
24. Zhang J. та ін. Sustainable Transition Pathways for Steel Manufacturing: Low-Carbon Steelmaking Technologies in Enterprises. Multidisciplinary Digital Publishing Institute. 2025. *Sustainability*. T.17. №12. C.5329.
DOI: <https://doi.org/10.3390/su17125329>.
25. Colás R., Totten G. E. Encyclopedia of Iron, Steel, and Their Alloys. CRC Press. 2016.
URL: https://www.researchgate.net/publication/305350936_i_Direct_Reduced_Iron_Production.
26. Åhman M. Steel from DRI without CO2 emissions: A brief risk assessment with comparative pathways. Lunds universitet. 2024.
URL: https://lucris.lub.lu.se/ws/portalfiles/portal/208746248/Policy_Brief_Comparative_assessment_of_technologies_chocies_in_the_steel_sektor_for_decarbonisation.pdf.
27. Mokrzycki E., Gawlik L. Decarbonisation determinants of the steel industry. 2024. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi - Mineral Resources Management*. C.71–71.
DOI: <https://doi.org/10.24425/gsm.2024.152719>.
28. Schmitter A. B. Hydrogen based ironmaking in 2030. Delft. Delft University of Technolog. 2023. URL: <https://resolver.tudelft.nl/uuid:64d3ad91-67e6-4638-9f34-a071ac066141>.
29. Shen J. та ін. The role of hydrogen in iron and steel production: Development trends, decarbonization potentials, and economic impacts. 2024. *International Journal of Hydrogen Energy*. T.92. C.1409–1422.
DOI: <https://doi.org/10.1016/j.ijhydene.2024.10.368>.
30. Azimi A., Spek M. Prospective Life Cycle Assessment Suggests Direct Reduced Iron Is the Most Sustainable Pathway to Net-Zero Steelmaking. 2025. *Industrial & Engineering Chemistry Research*. T.64. №7. C.3871–3885.
DOI: <https://doi.org/10.1021/acs.iecr.4c03321>.
31. Gurgel A. та ін. Role of advanced steelmaking technologies in global climate change mitigation scenarios. 2025. *Journal of Cleaner Production*. T.513. C.145726.
DOI: <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2025.145726>.

32. Battle T. та ін. Chapter 1.3 - The Direct Reduction of Iron. Elsevier. 2024. *Treatise on Process Metallurgy (Second Edition)*. C.89–149.
URL: <https://www.sciencedirect.com/science/article/pii/B9780323853736000119>.
33. Lungen H. B., Schmöle P. History, developments and processes of direct reduction of iron ores. Bremen, Germany. 2022. *Proceedings of the 8th European coke and ironmaking congress and the 9th international conference on science and technology of ironmaking*. C.18. URL: https://vdeh.de/media/luengen_dri_ecic_2022.pdf.
34. World Steel Dynamics. World Direct Reduction Statistics 2024. Midrex Technologies, Inc. 2024. URL: https://www.midrex.com/wp-content/uploads/MidrexSTATSBook2023.Final_.pdf.
35. Adeleke A. A. та ін. Sustainable Production of Sponge Iron through Direct Reduction Process: Waste Recovery from Mill Scale. CRC Press. 2024. *Sustainable Manufacturing*.
URL: <https://www.taylorfrancis.com/chapters/edit/10.1201/9781003309123-10/sustainable-production-sponge-iron-direct-reduction-process-adeleke-ikubanni-odusote-muraina-harmanpreet-singh-paswan-malathi>.
36. Amit C. Sponge Iron Production By Direct Reduction Of Iron Oxide. PHI Learning Pvt. Ltd. 2010. URL: <https://books.google.com.ua/books?id=IcT6-tgluz4C>.
37. Majhi T. R. Modeling of rotary kiln for sponge iron processing using cfd package (ANSYS 13.0). 2012. URL: <http://ethesis.nitrkl.ac.in/3879/1/Thesis-Tapash.pdf>.
38. Sarangi A., Sarangi B. Sponge Iron Production in Rotary Kiln. PHI Learning Pvt. Ltd. 2011. URL: <https://books.google.com.ua/books?id=Boh7tXcf1PoC>.
39. Taheri S. K. Direct reduction of iron ore in a rotary kiln. Brunel University, GB. 1982. URL: <http://bura.brunel.ac.uk/handle/2438/5533>.
40. Ghosh A., Chatterjee A. Ironmaking and steelmaking: theory and practice. New Delhi. PHI Learning. 2010.
URL: <https://rexresearch1.com/IronSteelManufactureLibrary/IRONMAKINGSTEELMAKINGTHEORYPRACTICEGHOSH..pdf>.
41. Li K. та ін. The evolution of structural order, microstructure and mineral matter of metallurgical coke in a blast furnace: A review. 2014. *Fuel*. T.133. C.194–215.
DOI: <https://doi.org/10.1016/j.fuel.2014.05.014>.
42. Boateng A. A. Rotary Kilns: Transport Phenomena and Transport Processes. Butterworth-Heinemann. 2015.
URL: <https://books.google.com.ua/books?id=ODodCAAAQBAJ>.
43. Luo Y. та ін. Coproduction of DRI Powder and Semi-coke from Siderite Ore and Low Rank Coal by Excessive Coal-based Direct Reduction in Rotary Kiln. 2016. *ISIJ*

International. T.56. №1. C.78–87.

DOI: <https://doi.org/10.2355/isijinternational.ISIJINT-2015-390>.

44. Zhang W. та ін. Comprehensive evaluation and analysis of coal used for direct reduction in rotary kiln. 2025. *Journal of Analytical and Applied Pyrolysis*. T.188. C.107060. DOI: <https://doi.org/10.1016/j.jaap.2025.107060>.
45. Souza Filho I. R. та ін. Fundamentals of Green Steel Production: On the Role of Gas Pressure During Hydrogen Reduction of Iron Ores. 2023. *Jom (Warrendale, Pa. : 1989)*. T.75. №7. C.2274–2286. DOI: <https://doi.org/10.1007/s11837-023-05829-z>.
46. Park W.-I., Jeong I.-H., Jung S.-M. Enhanced Carburization of Iron by CH₄-containing Gas at 1573 K. 2014. *ISIJ International*. T.54. №7. C.1552–1559. DOI: <https://doi.org/10.2355/isijinternational.54.1552>.
47. Chaabet M., Dötsch E. Steelmaking based on inductive melting. 2012. *Induction Technology*. C.49–58. URL: https://abpinduction.com/wp-content/uploads/2020/02/ABP-Steelmaking_based_on_inductive_melting_M._Chaabet_E._Doetsch.pdf.
48. Ghosh S., Gupta S., Dutta A. Steelmaking Through Induction Furnace Route in India. 2013. *STEEL TECH*. T.7. №4. C.35–38. DOI: <https://doi.org/10.13140/RG.2.2.23130.98244>.
49. Krishnan S. S. та ін. A Study of Energy Efficiency in the Indian Iron and Steel Industry. Bangalore, India. Center for Study of Science, Technology and Policy. 2013. URL: https://shaktifoundation.in/wp-content/uploads/2017/06/A_Study_of_Energy_Efficiency_in_the_Indian_IS.pdf.
50. Hijikata T. Latest developments in steelmaking capacity. OECD Paris. 2020. URL: [https://one.oecd.org/document/DSTI/SC\(2024\)3/FINAL/en/pdf](https://one.oecd.org/document/DSTI/SC(2024)3/FINAL/en/pdf).
51. ABP Induction Furnaces. The world's largest coreless induction furnace – ABP Induction. 2014. *Castings SA*. URL: <https://castingssa.com/the-worlds-largest-coreless-induction-furnace-abp-induction/>.
52. Козлов Г. О., Тополов В. Л. Конструкція електрометалургійних агрегатів. Нікополь. ВСП НФК УДУНТ. 2023. URL: <https://kema.at.ua/>.
53. Смірнов О. М. та ін. Сталь України: відновлення та інновації. Київ: Наукова думка. 2023. URL: <https://nvd-nanu.org.ua/stal-ukrayiny-vidnovlennya-ta-innovacziyi/>.
54. Бондаренко Б. Б., Шаповалов В. А., Гармаш Н. И. Теория и технология бескоксовой металлургии. Київ: Наукова думка. 2003. URL: <http://metalspace.ru/mediacatalog/library/bezdomennoe-proizvodstvo/1269-teoriya-i-tekhnologiya-beskoksovoj-metallurgii.html>.

55. Bratina J. E. Use of an induction furnace for the production of iron from ore. Greenwood. 2008. №US32984606A·2006-01-11. C.10.
URL: <https://eureka.patsnap.com/patent-US7413590B2>.
56. Joyner K. E. FASTMET®/FASTMELT®: the final steps in waste recovery. 2000. *Revue de Métallurgie. Paris*. T.97. №4. C.461–469.
DOI: <https://doi.org/10.1051/metal/200097040461>.
57. Harada T. та ін. The development of new iron making processes. 2005. *Kobelco technology review*. №26. C.92–97. URL: <https://scispace.com/pdf/the-development-of-new-iron-making-processes-vi7ojjmo54.pdf>.
58. Meissner S. та ін. Reduction and Meltdown of Pellets in the ITMK3 Process. Tokyo, Japan. 2003. *Proc. Conf. Science and Technology of Innovative Ironmaking for aiming at Energy Half Consumption*. C.181–186.
URL: https://www.researchgate.net/publication/280100086_Reduction_and_meltdwn_of_pellets_in_the_ITmk3_process.
59. Weiss B. та ін. Structural and morphological changes during reduction of hematite to magnetite and wustite in hydrogen rich reduction gases under fluidised bed conditions. 2011. *Ironmaking & Steelmaking*. T.38. №1. C.65–73.
DOI: <https://doi.org/10.1179/030192310X12700328926065>.
60. Halder S., Fruehan R. J. Reduction of Iron-Oxide-Carbon Composites: Part I. Estimation of the Rate Constants. 2008. *Metallurgical and Materials Transactions B*. T.39. №6. C.784–795. DOI: <https://doi.org/10.1007/s11663-008-9200-4>.
61. Bandyopadhyay D., Chakraborti N., Ghosh A. A study on the kinetics of iron oxide reduction by solid carbon. 1993. *Steel Research*. T.64. №7. C.340–345.
DOI: <https://doi.org/10.1002/srin.199301032>.
62. Ajersch F. Chemical and Physical Characteristics Affecting the Reduction Kinetics of Iron Oxide Pellets with Solid Carbon. 1987. *Canadian Metallurgical Quarterly*. T.26. №2. C.137–144. DOI: <https://doi.org/10.1179/cmqr.1987.26.2.137>.
63. Turkdogan E. T., Vinters J. V. Gaseous reduction of iron oxides: Part III. Reduction-oxidation of porous and dense iron oxides and iron. 1972. *Metallurgical Transactions*. T.3. №6. C.1561–1574. DOI: <https://doi.org/10.1007/BF02643047>.
64. Spreitzer D., Schenk J. Reduction of Iron Oxides with Hydrogen—A Review. 2019. *Steel Research International*. T.90. №10. C.1900108(1–17).
DOI: <https://doi.org/10.1002/srin.201900108>.
65. Минеральное сырьё. 2013. *Lentimex spol. s.r.o.*
URL: https://www.lentimex.sk/index.php/ru/suroviny-ru?utm_source=chatgpt.com.

66. Уголь Украины. 2010. *НПП «Гравикон»*.
URL: <https://www.gravicon.com.ua/ru/page101>.
67. Ростовцев С.Т. Теория металлургических процессов. М.: Металлургиздат. 1956.
68. Елютин В.П. та ін. Взаимодействие окислов металлов с углеродом. М.: Металлургия. 1976.
69. Любан А.П. Анализ явлений доменного процесса. М.: Металлургиздат. 1962.
70. Laurendeau N. M. Heterogeneous Kinetics of Coal Char Gasification and Combustion. 1978. *Progress in Energy and Combustion Science*. Т.4. №4. С.221–270.
DOI: [https://doi.org/10.1016/0360-1285\(78\)90008-4](https://doi.org/10.1016/0360-1285(78)90008-4).
71. Kim Y. T., Seo D. K., Hwang J. Study of the Effect of Coal Type and Particle Size on Char–CO₂ Gasification via Gas Analysis. 2011. *Energy & Fuels*. Т.25. №11. С.5044–5054. DOI: <https://doi.org/10.1021/ef200745x>.
72. Coetzee G. H. та ін. Particle size influence on the pore development of nanopores in coal gasification chars: From micron to millimeter particles. 2017. *Carbon*. Т.112. С.37–46. DOI: <https://doi.org/10.1016/j.carbon.2016.10.088>.
73. Liu M. та ін. Insights into the Effect of Particle Size on Coal Char Particle Gasification by Thermogravimetric Analyzer and High Temperature Stage Microscope. 2022. *Fuel*. Т.313. С.123010.
DOI: <https://doi.org/10.1016/j.fuel.2021.123010>.
74. DRI Products & Applications. Midrex Technologies, Inc. 2018.
URL: https://www.midrex.com/wp-content/uploads/MidrexDRI_ProductsBrochure_4-12-18-1.pdf.
75. Губін Г. В., Півень В. О. Сучасні промислові способи безкоксової металургії заліза. Кривий Ріг. 2009. URL: <http://lib.ktu.edu.ua/wp-content/uploads/2019/10/%D0%A1%D1%83%D1%87%D0%B0%D1%81%D0%BD%D1%96-%D0%BF%D1%80%D0%BE%D0%BC%D0%B8%D1%81%D0%BB%D0%BE%D0%B2%D1%96-%D1%81%D0%BF%D0%BE%D1%81%D0%BE%D0%B1%D0%B8-%D0%B1%D0%B5%D0%B7%D0%BA%D0%BE%D0%BA%D1%81%D0%BE%D0%B2%D0%BE%D1%97-%D0%BC%D0%B5%D1%82%D0%B0%D0%BB%D1%83%D1%80%D0%B3%D1%96%D1%97-%D0%B7%D0%B0%D0%BB%D1%96%D0%B7%D0%B0.pdf>.
76. Богородицкий Н. П., Пасынков В. В., Тареев Б. М. Электротехнические материалы. Л.: Энергоатомиздат. 1985.
URL: <https://retrokniga.com/allproduct/books/bogoroditskiy-np-i-dr-elektrotehnicheskie-materialyi>.

77. Сивухин Д. В. Общий курс физики. Электричество. М.: Физматлит. 2009. Т. III.
78. Zinn S., Semiatin S. L. Elements of Induction Heating: Design, Control, and Applications. Metals Park, Ohio. ASM International. 1988.
URL: <https://dl.asminternational.org/technical-books/monograph/156/Elements-of-Induction-HeatingDesign-Control-and>.
79. Lupi S., Forzan M., Aliferov A. Induction and Direct Resistance Heating: Theory and Numerical Modeling. Cham. Springer International Publishing. 2015.
URL: <https://link.springer.com/10.1007/978-3-319-03479-9>.
80. Lide D. R. та ін. CRC Handbook of Chemistry and Physics. Boca Raton, FL. CRC Press. 2005.
URL: https://books.google.fr/books/about/CRC_Handbook_of_Chemistry_and_Physics_85.html?id=WDl18hA006AC&redir_esc=y.
81. Leatherman A. F., Stutz D. E. Induction Heating Advances: Application to 5800 F. Washington. National Aeronautic and Space Administration. 1969.
URL: https://books.google.fr/books/about/Induction_Heating_Advances.html?id=i_ZsAAAAIAAJ&redir_esc=y.
82. Tudbury C. A. Basics of Induction Heating. New York. John F. Rider, Inc. 1960. Т. 1.
URL: https://books.google.fr/books/about/Basics_of_Induction_Heating.html?id=kN_hby7xjXQsC&redir_esc=y.
83. Слухоцкий А. Е. та ін. Установки индукционного нагрева. Л.: Энергоиздат. 1981.
84. Lu J. Revisit: Derivation of Induction Heating Power Equation for a Conductive Metal Sphere. 2024. *Discover Applied Sciences*. Т. 6. № 4.
DOI: <https://doi.org/10.1007/s42452-024-05776-7>.
85. Smythe W. R. Static and Dynamic Electricity. McGraw-Hill. 1950.
URL: <https://books.google.com.ua/books?id=7P0gAAAAMAAJ>.
86. Lozinskiĭ M. G. Industrial Applications of Induction Heating. Pergamon Press. 1969.
URL: <https://books.google.com.ua/books?id=xgIoAQAAMAAJ>.
87. Lienhard J. H. A Heat Transfer Textbook. Cambridge, Massachusetts, U.S.A. Phlogiston Press. 2024. URL: <https://ahtt.mit.edu/>.
88. Whitaker S. Fundamental Principles of Heat Transfer. Elsevier Science & Technology Books. 1977. URL: <https://books.google.com.ua/books?id=9nopAQAAMAAJ>.
89. Donskoi E., McElwain D. L. S. Mathematical Modelling of Non-Isothermal Reduction in Highly Swelling Iron Ore–Coal Char Composite Pellet. 2001. *Ironmaking & Steelmaking*. Т. 28. № 5. С. 384–389. DOI: <https://doi.org/10.1179/irs.2001.28.5.384>.

90. Donskoi E., McElwain D. L. S. Estimation and Modeling of Parameters for Direct Reduction in Iron Ore/Coal Composites: Part I. Physical Parameters. 2003. *Metallurgical and Materials Transactions B*. T.34. №1. С.93–102.
DOI: <https://doi.org/10.1007/s11663-003-0059-0>.
91. Chapra S. C., Canale R. P. Numerical Methods for Engineers. Boston. McGraw-Hill Higher Education. 2010.
URL: https://www.academia.edu/38084603/Numerical_Methods_for_Engineers_SEVENTH_EDITION.
92. Incropera F. P. та ін. Foundations to Heat Transfer. Wiley. 2013.
URL: https://books.google.fr/books/about/Foundations_of_Heat_Transfer.html?id=td-juAAACAAJ&redir_esc=y.
93. Huang B., Lu W. Kinetics and mechanisms of reactions in iron ore/coal composites. 1993. *ISIJ international*. T.33. №10. С.1055–1061.
DOI: <https://doi.org/10.2355/isijinternational.33.1055>.
94. Christie M. та ін. Error analysis and simulations of complex phenomena. 2005. *Los Alamos Science*. T.29. С.6–25.
URL: https://www.researchgate.net/publication/237392909_Error_Analysis_and_Simulations_of_Complex_Phenomena.
95. Bohn C. D. та ін. Kinetics of the Reduction of Iron Oxide by Carbon Monoxide Mixed with Carbon Dioxide. 2010. *AIChE journal*. T.56. №4. С.1016–1029.
DOI: <https://doi.org/10.1002/aic.12084>.
96. Bogdandy L., Engell H. J. The Reduction of Iron Ores: Scientific Basis and Technology. Springer Berlin Heidelberg. 2013.
URL: https://books.google.com.ua/books?id=pV7_CAAAQBAJ.
97. Попель С.И., Сотников А.И., Бараненков В.Н. Теория металлургических процессов. М.: Металлургия. 1986.
URL: https://books.google.nl/books/about/%D0%A2%D0%B5%D0%BE%D1%80%D0%B8%D1%8F_%D0%BC%D0%B5%D1%82%D0%B0%D0%BB%D0%BB%D1%83%D1%80%D0%B3%D0%B8%D1%87%D0%B5%D1%81.html?id=wNrgnQAACAAJ&redir_esc=y.
98. Симонов В.К. Механизм и кинетика восстановления окислов железа твердым углеродом. Дніпро. ДМетИ. 1962.
99. Симонов В.К., Ростовцев С.Т. Некоторые вопросы кинетики и механизма восстановления окиси железа углеродом. 1960. *Известия вузов. Черная металлургия*. №4. С.15–18.
100. Львов Б.В. О механизме и кинетике карботермического восстановления окислов. 1986. *Известия вузов. Черная металлургия*. Т.1. С.5–9.

101. Thomas J. M., Thomas W. J. Principles and Practice of Heterogeneous Catalysis. Wiley-VCH. 1996. URL: <https://www.amazon.com/Principles-Practice-Heterogeneous-Catalysis-Meurig/dp/352729239X>.
102. Волькштейн Ф. Ф. Физико-химия поверхности полупроводников. М.: Наука. 1973.
103. Lannoo M., Bourgoin J. Point Defects in Semiconductors I: Theoretical Aspects. Springer Berlin Heidelberg. 1981. URL: <https://doi.org/10.1007/978-3-642-81574-4>.
104. Ubic R. Crystallography and Crystal Chemistry. Cham. Springer. 2024. URL: <https://doi.org/10.1007/978-3-031-49752-0>.
105. Stiegler J.O., Mansur L.K. Radiation Effects in Structural Materials. 1979. *Annual Review of Materials Research*. Т.9. С.405–454. DOI: <https://doi.org/10.1146/annurev.ms.09.080179.002201>.
106. Zhao C. та ін. Radiolytic degradation of octachlorodibenzo-p-dioxin and octachlorodibenzofuran in organic solvents and treatment of dioxin-containing liquid wastes. 2007. *Radiation Physics and Chemistry*. Т.76. №1. С.37–45. DOI: <https://doi.org/10.1016/j.radphyschem.2006.01.014>.
107. Saravanan A. та ін. Degradation of toxic agrochemicals and pharmaceutical pollutants: Effective and alternative approaches toward photocatalysis. 2022. *Environmental Pollution*. Т.298. №118844. DOI: <https://doi.org/10.1016/j.envpol.2022.118844>.
108. Syed K. та ін. The Role of the Pulsed Laser Deposition in Different Growth Atmospheres on the Gas-Sensing Properties of ZnO Films. 2023. *Sensors and Actuators B: Chemical*. Т.382. №133454. DOI: <https://doi.org/10.1016/j.snb.2023.133454>.
109. Pospíšil M., Topinka J. Effect of the Ionizing Radiation on the Kinetics of the Reduction by Hydrogen of NiO-Fe₂O₃ Mixed Oxides of Various Genesis. 1986. *Collection of Czechoslovak Chemical Communications*. Т.51. №8. С.1561–1570. DOI: <https://doi.org/10.1135/CCCC19861561>.
110. Аракелян Б.М. та ін. Влияния гамма-облучения на кинетику восстановления окислов железа. М.: Наука. 1978. *Структура фаз и процессы восстановления элементов в твердых и жидких системах*. С.108–116.
111. Holmboe M. Effect of Gamma-Irradiation on the Redox States of the Structural Iron in Bentonite Clay. SSM. 2023. С.52. URL: <https://www.stralsakerhetsmyndigheten.se/en/publications/reports/waste-shipments-physical-protection/2023/202314/?searchQuery=>.

112. Ertl G. Reactions at Solid Surfaces. John Wiley & Sons. 2010.
URL: <https://books.google.com.ua/books?id=9YT478JirygC>.
113. Skorski R. Effect of Magnetic Field on Reduction of Haematite. 1972. *Nature. Physical science*. T.240. №97. C.15–16.
DOI: <https://doi.org/10.1038/physci240015b0>.
114. Kim K.-Y. та ін. Effect of magnetic field on reduction of magnetite. 2017. *Ironmaking & Steelmaking*. T.44. №1. C.6–16.
DOI: <https://doi.org/10.1080/03019233.2016.1152011>.
115. Svare I. Effect of Magnetic Field on Reduction of Haematite. 1973. *Nature. Physical science*. T.244. №135. C.78–79. DOI: <https://doi.org/10.1038/physci244078a0>.
116. Yongli JIN та ін. Effect of Magnetic Field on Reduction of Iron Oxides Containing CaO. 2019. *Acta Metall Sin*. T.55. №3. C.410–416.
DOI: <https://doi.org/10.11900/0412.1961.2018.00492>.
117. Grishin O. M. та ін. Electromagnetic Field Effects on the Kinetics of Solid-State Reduction of Iron Oxides with Gases. 2025. *Theory and Practice of Metallurgy*. T.3. C.103–110. DOI: <https://doi.org/10.15802/tpm.3.2025.13>.
118. Carlin R. L. Magnetochemistry. Berlin. Springer. 2012.
URL: <https://link.springer.com/10.1007/978-3-642-70733-9>.
119. Jiles D. Introduction to Magnetism and Magnetic Materials. CRC Press. 2015.
URL: <https://books.google.com.ua/books?id=2diYCgAAQBAJ>.
120. Miyazaki T., Jin H. The Physics of Ferromagnetism. Berlin. Springer. 2012. T.158.
URL: <https://books.google.com.ua/books?id=Psx5t26U1SYC>.
121. Andrews E. E. Investigation of Special Steels. Forgotten Books. 2018.
URL: <https://www.amazon.com/Investigation-Special-Steels-Classic-Reprint/dp/0365332739#>.
122. Ujam C. J., Adeniyi D. A. Temperative Dependence of Electrical Conductivity in Semiconductors. 2021. *Journal of Engineering Research and Reports*. T.21. №11. C.30–37. DOI: <https://doi.org/10.9734/jerr/2021/v21i1117501>.
123. Guo S. та ін. Mechanical Properties of Lattice Structures with a Central Cube: Experiments and Simulations. 2024. *Materials*. T.17. №6. C.1329.
DOI: <https://doi.org/10.3390/ma17061329>.
124. Quinn J. J., Yi K.-S. Solid State Physics. Principles and Modern Applications. Cham. Springer. 2018. URL: <https://doi.org/10.1007/978-3-319-73999-1>.

125. Pepperhoff W., Acet M. Interstitial alloys and compounds. Berlin. Springer. 2001. *Constitution and Magnetism of Iron and its Alloys*. С.147–181. URL: https://doi.org/10.1007/978-3-662-04345-5_5.
126. Magalas L. B., Darinskii B. M. Mechanical Spectroscopy and Relaxation Phenomena in Solids. 2006. *Solid State Phenomena*. Т.115. С.1–6. DOI: <https://doi.org/10.4028/www.scientific.net/SSP.115.1>.
127. Симонов В.К., Руденко Л.Н., Ростовцев С.Т. Методика определения основных характеристик диффузионного массопереноса в условиях обтекания исследуемого образца газами. М.: Наука. 1974. *Новые методы исследования процессов восстановления черных металлов*. С.86–89.
128. Симонов В. К., Гришин А. М., Руденко Л. Н. Интенсификация восстановления оксидов железа применением высокочастотных электромагнитных воздействий. Часть II. Общество с ограниченной ответственностью "Наука и технологии". 2013. *Электromеталлургия*. №6. С.36–41. URL: <https://elibrary.ru/item.asp?id=19085882>.
129. Ubbelohde A. R., Lewis, F. A. Graphite and its crystal compounds. Oxford. Clarendon Press. 1960. URL: https://www.google.com.ua/books/edition/Graphite_and_Its_Crystal_Compounds/2URCAQAAlAAJ?hl=uk&gbpv=0&bsq=Graphite%20and%20its%20crystal%20compounds&kptab=overview.
130. Walker P. L., Rusinko F., Austin L. G. Gas Reactions of Carbon. Academic Press. 1959. *Advances in Catalysis*. Т.11. С.133–221. URL: [https://doi.org/10.1016/S0360-0564\(08\)60418-6](https://doi.org/10.1016/S0360-0564(08)60418-6).
131. Hennig G. R. Surface Reactions of Single Crystals of Graphite. 1961. *J. Chim. Phys.*. Т.58. С.12–19. DOI: <https://doi.org/10.1051/jcp/1961580012>.
132. Irradiation Damage in Graphite Due to Fast Neutrons in Fission and Fusion Systems. Vienna. IAEA. 2000. С.184. URL: https://www-pub.iaea.org/MTCD/Publications/PDF/te_1154_prn.pdf.
133. Emeline A. та ін. Photo-Induced Processes in Heterogeneous Nanosystems. From Photoexcitation to Interfacial Chemical Transformations. 2001. *International Journal of Photoenergy*. Т.3. №547520. С.16. DOI: <https://doi.org/10.1155/S1110662X01000010>.
134. Онаев И.А. та ін. Исследование влияния акустических колебаний на окислительно-восстановительные реакции. 1981. *Диффузия, сорбция и фазовые превращения в процессах восстановления металлов*. С.206–207.

135. Костіков А. А. та ін. Physical and Mechanical Properties of Lamellar Compounds of Graphite. 2013. *Eastern-European Journal of Enterprise Technologies*. Т.1. №5(61). С.41–44. URL: <https://journals.uran.ua/eejet/article/view/9289>.
136. Shao L. та ін. A numerical study on process intensification of hydrogen reduction of iron oxide pellets in a shaft furnace. 2023. *Fuel*. Т.348. С.128375. DOI: <https://doi.org/10.1016/j.fuel.2023.128375>.
137. О.М. Гришин та ін. Вуглецевотермічне відновлення оксидів заліза в умовах електромагнітного впливу. 2024. *Теорія і практика металургії*. Т.3 (144). С.20–27. DOI: <https://doi.org/10.15802/tpm.3.2024.03>.
138. Alymov M. I. та ін. Macrokinetic investigation of the interaction mechanism of the pyrophoric iron nanopowder compacts with air. 2020. *Pure and Applied Chemistry*. Т.92. №8. С.1321–1328. DOI: <https://doi.org/10.1515/pac-2019-1112>.
139. Bandopadhyay A. та ін. Low- and High-Temperature Reoxidation of Direct Reduced Iron: A Relative Assessment. 1990. *Reactivity of Solids*. Т.8. №1. С.77–89. DOI: [https://doi.org/10.1016/0168-7336\(90\)80010-H](https://doi.org/10.1016/0168-7336(90)80010-H).

ДОДАТОК А

СПИСОК ПУБЛІКАЦІЙ ЗДОБУВАЧА

Публікації в зарубіжних фахових виданнях або виданнях, що входять до міжнародних наукометричних баз даних

1. Velychko O., Grek O., Grishin O., Velychko K. Physicochemical Characteristics of Solid-Phase Reduction of Pellets (briquettes) Under Induction Heating. 2024. *Voprosy Khimii i Khimicheskoi Tekhnologii*. №3. С.37–45. DOI: <https://doi.org/10.32434/0321-4095-2024-154-3-37-45>.

Публікації у наукових фахових виданнях України

2. О.С. Грек, К.О. Величко Індукційна піч - універсальний металургійний агрегат для твердофазного відновлення та плавлення сталі і високо вуглецевого феромарганцю. 2023. *Теорія і практика металургії*. Т.4 (141). С.13–21. DOI: <https://doi.org/10.15802/tpm.4.2023.02> .

3. О.М. Гришин, О.Г. Величко, О.С. Грек, А.А. Надточій Вуглецевотермічне відновлення оксидів заліза в умовах електромагнітного впливу. 2024. *Теорія і практика металургії*. Т.3 (144). С.20–27. DOI: <https://doi.org/10.15802/tpm.3.2024.03>.

4. Grishin O. M., Velychko O. G., Grek O. S., Nadtochii A. A. Electromagnetic Field Effects on the Kinetics of Solid-State Reduction of Iron Oxides with Gases. 2025. *Theory and Practice of Metallurgy*. Т.3. С.103–110. DOI: <https://doi.org/10.15802/tpm.3.2025.13>.

Публікації, що засвідчують апробацію матеріалів дисертації

5. О.Г. Величко, О.М. Гришин, О.С. Грек Твердофазне відновлення оксидів заліза в умовах індукційного нагріву. Дніпро. Журфонд. 2023. *XVII Міжнародна конференція*. С.58–63.

6. О.Г. Величко, О.С. Грек, О.М. Гришин Математичне дослідження нагріву залізородно-вугільних брикетів в індукційній печі. м. Харків - м. Київ. Харків, НТУ «ХПІ». 2023. *XIX Міжнародна науково-практична конференція*. С.309–311.

7. Velychko O., Grek O., Mamuzic I. Application of an induction furnace for solid-phase reduction of iron oxides. Zagreb, Croatia. CMS. 2024. *17th International Symposium of Croatian Metallurgical Society*. Т. Metalurgija 63 (2024) 2. С.303–305.

8. О.С. Грек Дослідження параметрів ефективного нагріву залізо-рудно-вугільного брикету в індукційному полі. Дніпро. УДУНТ. 2025. *матеріали Міжнар. наук.-практ. конф.*. С.198.

9. О.С. Грек Розвиток технології прямого відновлення заліза з використанням індукційної печі як єдиного агрегату для відновлення заліза та виплавляння сталі. Дніпро. Журфонд. 2025. *XIX Міжнародна конференція*. С.147–151.

URL: https://drive.google.com/file/d/1YxQzufSy0JdBTnWRTrLFxXEYTGn5k8qw/view?usp=sharing&usp=embed_facebook.

10. Р.Д. Скрипченко, О.С. Грек Газове твердофазне відновлення заліза. Дослідження факторів інтенсифікації процесу. Дніпро. Журфонд. 2025. *XIX Міжнародна конференція*. С.151–155.

URL: https://drive.google.com/file/d/1YxQzufSy0JdBTnWRTrLFxXEYTGn5k8qw/view?usp=sharing&usp=embed_facebook.

Методичні вказівки

11. Альтернативні процеси виробництва чорних металів / упоряд. В.С. Мамешин, Є.В. Синегін, С.В. Журавльова; О.С. Грек Укр. держ. ун-т науки і технологій. – Дніпро: УДУНТ, 2025. – 49 с.