

КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ

Кваліфікаційна наукова
праця на правах рукопису

ШВЕЦЬ ДМИТРО ВАЛЕРІЙОВИЧ

УДК 681.51:622.73

ДИСЕРТАЦІЯ
АВТОМАТИЗОВАНЕ КЕРУВАННЯ ПРОЦЕСОМ ПОДРІБНЕННЯ
ЗАЛІЗИСТИХ КВАРЦИТІВ З ВИЗНАЧЕННЯМ ЇХ ВЛАСТИВОСТЕЙ
ЯДЕРНОФІЗИЧНИМИ І МАГНІТОМЕТРИЧНИМИ МЕТОДАМИ

05.13.07 – автоматизація процесів керування

Подається на здобуття наукового ступеня кандидата технічних наук

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



Д. В. Швець

Науковий керівник **Азарян Альберт Арамаісович**, доктор технічних наук,
професор

Кривий Ріг – 2024

АНОТАЦІЯ

Швець Д.В. «АВТОМАТИЗОВАНЕ КЕРУВАННЯ ПРОЦЕСОМ ПОДРІБНЕННЯ ЗАЛІЗИСТИХ КВАРЦИТІВ З ВИЗНАЧЕННЯМ ЇХ ВЛАСТИВОСТЕЙ ЯДЕРНОФІЗИЧНИМИ І МАГНІТОМЕТРИЧНИМИ МЕТОДАМИ». – Кваліфікаційна наукова праця на правах рукопису.

Дисертація на здобуття наукового ступеня кандидата технічних наук за спеціальністю 05.13.07 «Автоматизація процесів керування» виконана в Криворізькому національному університеті, захист в Криворізькому національному університеті Міністерства освіти і науки України, Кривий Ріг, 2024.

Представлена робота присвячена вирішенню актуального наукового завдання дослідження та розроблення методів автоматизації ТПП залізистих кварцитів на основі визначення їх ХМВ з використанням ЯФМ та МММ. Розроблений комплекс науково-технічних рішень дозволяє забезпечити виконання вимог, що встановлюються до кінцевого продукту РЗФ – залізорудного концентрату, шляхом підвищення його якості за рахунок зниження коливання вмісту заліза в ньому.

У першому розділі «Аналіз наявних методів і засобів автоматизованого керування технологічним процесом подрібнення залізистих кварцитів» проведено аналіз сучасних методів АК ТПП ЗРС в умовах РЗФ. Установлено, що приріст вмісту заліза на I стадії МС вдвічі перевищує сумарний приріст вмісту заліза на другій та третій стадіях магнітної сепарації, також на неї припадає понад 50% сумарних втрат заліза, що зумовлює необхідність автоматизації саме першої стадії подрібнення руди на РЗФ.

Продемонстровано, що однією з причин коливання якості залізорудного концентрату є стохастичність ХМВ ЗРС в живленні першої стадії подрібнення, а також запізнення приходу інформації про стан перебігу процесу подрібнення. Отримані дані під час контролю вихідних ХМВ ЗРС характеризують минулий етап виробництва та не дозволяють формувати

ефективні керуючі впливи з урахуванням поточних показників вихідної руди. Відсутність урахування цих факторів наявними АСК не дозволяє забезпечити ефективне керування I стадією ТПП.

Зазначені недоліки АСК ТПП ЗРС вказують на необхідність розроблення системи, що дозволяє контролювати ХМВ вихідної ЗРС в оперативному режимі.

У *другому розділі* «Моделювання I стадії технологічного процесу подрібнення як складного об'єкта керування та визначення шляхів контролю хіміко-мінералогічних властивостей залізорудної сировини» проведено аналіз I стадії ТПП ЗРС, в якому показано, що за виділеними властивостями цей процес належить до складних об'єктів. Тому для керування таким процесом потрібна наявність математичної моделі, що дозволяє розробити необхідний алгоритм керування. Для спрощення розроблення алгоритму керування I стадії ТПП ЗРС було проведено декомпозицію цього процесу на I стадію ПК та I стадію МС. Математичне моделювання включало етап структурного синтезу у вигляді вибору мультиплікативної структури моделі, що дозволяє як адаптуватися умов функціонування I стадії ТПП, що змінюються, так і оперативно проводити ідентифікацію параметрів за допомогою МНК, з урахуванням зміни стану протікання процесу, а також динаміки за допомогою транспортних запізнювань. Застосування теоретико-ймовірнісного підходу дозволило оцінити ймовірнісні характеристики вихідних змінних I стадії ТПП: густину зливу класифікатора I стадії ПК та вмісту заліза у промпродукті I стадії МС, спричинених стохастичністю характеристик ЗРС на вході I стадії ТПП: вмістом заліза в ЗРС та міцністю ЗРС. Щодо результатів моделювання I стадії ТПП сформульовано критерій стохастичної оптимальної стабілізації. В умовах наявних обмежень функціонування I стадії ТПП проведено розроблення алгоритму стохастичного керування I стадії ТПП з урахуванням необхідних обмежень. З метою підтвердження можливості розробленого алгоритму керування проведено імітаційне моделювання.

Розроблено математичну модель взаємодії гамма-випромінювання із ЗРС в умовах центральної геометрії з урахуванням коефіцієнта альbedo та геометричних параметрів: відстані між джерелом випромінювання та детектором, а також відстані між детектором та відбиваючою поверхнею. Проведені дослідження продемонстрували, що зі збільшенням відстані між джерелом випромінювання та детектором частка розсіяного гамма-випромінювання різко зменшується порівняно з поглиненим. У міру збільшення відстані між джерелом випромінювання та детектором, чутливість інтенсивності поглиненого гамма-випромінювання зростає більш ніж у 2,5 рази.

Проведено аналіз властивостей ЗРС, що впливають на точність визначення її ХМВ ЯФМ. Установлено взаємозв'язок між характеристиками міцності ЗРС Криворізького басейну і вмістом загального заліза в ній. Проведені експерименти продемонстрували наявність лінійної залежності з коефіцієнтом детермінації 0,78. Перевірка значущості залежності згідно з критерієм Фішера демонструє статистичну значущість на рівні надійності 0,95 з оцінкою 4,6. Отриманий взаємозв'язок дозволяє зробити висновок про можливість керування поданням вихідної ЗРС на першій стадії подрібнення з метою досягнення оптимального гранулометричного складу подрібненої руди.

Установлено залежність інтенсивності розсіяного та поглиненого гамма-випромінювання від вмісту заліза у ЗРС. Отримані результати демонструють доцільність використання інтенсивності розсіяного гамма-випромінювання в області низьких вмістів загального заліза в ЗРС (концентрація загального заліза менше 25%), у той час як інтенсивність поглиненого гамма-випромінювання дозволяє точніше визначати вміст загального заліза в рудах з показником вмісту заліза понад 25%. Застосування критерію Фішера для цієї залежності демонструє статистичну значущість на рівні надійності 0,95 з оцінкою 4,96.

У *третьому розділі* «Дослідження процесу керування I стадією

технологічного процесу подрібнення залізорудної сировини» було описано характеристики технологічних параметрів, що впливають на процес переробки ЗРС на I стадії ПК та I стадії МС. На базі розроблених математичних моделей I стадії ТПП проведено дослідження, що дозволяють перейти до моделювання з використанням апарату нечіткої логіки – кожна з розроблених моделей I стадії ТПП, класифікації та магнітної сепарації використовує регулятор на базі системи нечіткого логічного висновку, що працює за заданими правилами згідно з алгоритмом Мамдані. Створені моделі об'єктів I стадії ТПП ЗРС з'єднані в єдину імітаційну модель. Дослідження показали, що розроблена модель системи керування першою стадією ТПП ЗРС шляхом дії керуючих впливів, сформованих на основі визначення ХМВ ЗРС із застосуванням апарату нечіткої логіки, дозволяє стабілізувати вміст заліза у промпродукті на цільовому рівні у 55%.

У четвертому розділі «Розроблення інформаційно-вимірювальної системи та практична апробація автоматизованої системи керування I стадією технологічного процесу подрібнення» виділено особливості побудови ІВС у сучасних умовах. Розроблено функціональну схему та алгоритм роботи ІВС контролю ХМВ ЗРС. Аналіз ІВС I стадії ТПП як об'єкта АСК показав, що важливе місце в ній посідають пристрої, які, використовуючи ЯФМ та МММ, дають можливість отримувати своєчасну та достовірну інформацію про стан цього процесу. При АК I стадією ТПП важливою умовою є своєчасне подання точної інформації про стан цього процесу, тому пристрої, що використовують ЯФМ та МММ, у поєднанні з інтерфейсом роботи оператора ТПП, що використовує ПК та телекомунікаційні засоби у вигляді АРМ, дають змогу ефективно вирішувати завдання оптимального керування I стадією ТПП. Розроблена ІВС оперативного контролю ХМВ ЗРС та керування I стадією ТПП РЗФ ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» дозволяє стабілізувати густинні характеристики зливу класифікатора, зменшити до 2,7% втрати заліза у хвості збагачення на I стадії МС, зменшити коливання вмісту заліза в

концентраті до 3,5%, що дає можливість підвищити якість концентрату на 1%.

Результати дисертаційних досліджень розглянув технічний відділ гірничого департаменту ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» та рекомендував до впровадження.

Ключові слова: залізорудна сировина, подрібнення, класифікація, магнітна сепарація, ядернофізичний, магнітометричний метод, нечітка логіка, система керування, оптимізація.

ABSTRACT

Shvets D.V. "AUTOMATED CONTROL OF THE PROCESS OF GRINDING IRON-BEARING QUARTZITES WITH DETERMINATION OF THEIR PROPERTIES USING NUCLEAR PHYSICS AND MAGNETOMETRIC METHODS." - Qualification scientific work as a manuscript.

The dissertation for the degree of Candidate of Technical Sciences in the specialty 05.13.07 "Automation of control processes" was completed at Kryvyi Rih National University, defended at Kryvyi Rih National University of the Ministry of Education and Science of Ukraine, Kryvyi Rih, 2024.

The presented work is dedicated to solving the pressing scientific task of researching and developing methods for automating the technological process of grinding iron-bearing quartzites based on determining their chemical and mineralogical properties using nuclear physics and magnetometric methods. The developed set of scientific and technical solutions ensures that the requirements for the final product of ore beneficiation plants—iron ore concentrate—are met by improving its quality through the reduction of iron content fluctuations.

In the first section, "Analysis of Existing Methods and Means of Automated Control of the Technological Process of Grinding Iron-Bearing Quartzites," an analysis of existing methods of automated control of the technological process of grinding iron ore raw materials at ore beneficiation plants is conducted. It has been established that the increase in iron content at the first stage of magnetic separation is twice the total increase in iron content at the second and third stages of magnetic separation. Additionally, this stage accounts for over 50% of the total iron losses, which necessitates the automation of the first stage of ore grinding at the ore beneficiation plant.

It has been demonstrated that one of the reasons for fluctuations in the quality of iron ore concentrate is the stochastic nature of the chemical and mineralogical properties of the iron ore raw materials fed into the first stage of grinding, as well as the delay in receiving information about the progress of the grinding process.

The data obtained during the control of the initial chemical and mineralogical properties of the iron ore raw materials reflect the past stage of production and do not allow for the formation of effective control actions based on the current indicators of the raw ore. The lack of consideration of these factors by existing automated control systems does not allow for effective control of the first stage of grinding.

These shortcomings of the automated control systems for the technological process of grinding iron ore raw materials indicate the need to develop a system that allows for the real-time monitoring of the chemical and mineralogical properties of the initial iron ore raw materials.

In the second chapter, "Modeling and stages of the technological process of grinding as a complex object of management and determination of ways of controlling the chemical and mineralogical properties of iron ore raw materials", an analysis of the first stage of the technological process of grinding iron ore raw materials is carried out, which shows that this process belongs to complex objects according to the selected properties. Therefore, the control of such a process requires the presence of a mathematical model that allows the necessary control algorithm to be synthesized. To simplify the synthesis of the control algorithm for the first stage of the technological process of grinding iron ore raw materials, this process was decomposed into the first stage of grinding and classification and the first stage of magnetic separation. Mathematical modeling includes the stage of structural synthesis in the form of the selection of a multiplicative structure of the model, which allows to adapt to the changing operating conditions of the first stage of the grinding technological process, as well as to quickly identify parameters using the Method of Least Squares, taking into account changes in the state of the process, as well as dynamics with the help of transport delays. The application of the theoretical-probability approach made it possible to estimate the probabilistic characteristics of the initial variables of the first stage of the grinding technological process: the density of the discharge of the classifier of the first stage of grinding and classification and the iron content in the middlings of the first stage of magnetic

separation, caused by the stochasticity of the characteristics of the iron ore raw material at the entrance of the first stage of the grinding technological process: the content of iron in the iron ore raw material and strength of iron ore raw materials.

Regarding the results of modeling the first stage of the technological grinding process, the criterion of stochastic optimal stabilization is formulated. In the conditions of the existing restrictions on the functioning of the first stage of the grinding technological process, a synthesis of the stochastic control algorithm of the first stage of the grinding technological process was carried out, considering the necessary restrictions. Simulation modeling was carried out to confirm the feasibility of the synthesized control algorithm.

A mathematical model of the interaction of gamma radiation with iron ore raw materials in the conditions of the central geometry was developed, taking into account the albedo coefficient and geometric parameters: the distance between the radiation source and the detector, as well as the distance between the detector and the reflecting surface. Studies have shown that as the distance between the radiation source and the detector increases, the proportion of scattered gamma radiation sharply decreases compared to that of absorbed radiation. As the distance between the radiation source and the detector increases, the sensitivity of the intensity of the absorbed gamma radiation increases by more than 2.5 times.

An analysis of the properties of iron ore raw materials affecting the accuracy of determining their chemical and mineralogical properties by nuclear-physical methods was carried out. The correlation between the strength characteristics of iron ore raw materials of the Kryvyi Rih Basin and the total iron content was established. The experiments demonstrated the presence of a linear dependence with a coefficient of determination of 0.78. Fisher's test of significance for dependence shows statistical significance at the 0.95 confidence level with a score of 4.6. The obtained relationship allows us to conclude the possibility of controlling the supply of the initial ore at the first stage of grinding to achieve the optimal granulometric composition of the crushed ore.

The dependence of the intensity of scattered and absorbed gamma radiation on iron content in iron ore raw materials was established. The results demonstrate the expediency of using the intensity of scattered gamma radiation in the area of low contents of total iron in iron ore raw materials (concentration of total iron less than 25%). In contrast, the intensity of absorbed gamma radiation makes it possible to more accurately determine the content of total iron in ores with an index of iron content above 25%. Applying Fisher's test to this relationship demonstrates statistical significance at the 0.95 confidence level with a score of 4.96.

In the third chapter, "Investigation of the control process of the first stage of the technological process of grinding iron ore raw materials using fuzzy inference systems", the characteristics of technological parameters affecting the process of processing iron ore raw materials at the first stage of grinding and classification and the first stage of magnetic separation were described. Based on the developed mathematical models of the first stage of the technological process of grinding, research was carried out, which allows us to move to modeling using a fuzzy logic apparatus - each of the developed models of the first stage of the technological process of grinding, classification and magnetic separation uses a controller based on a system of fuzzy logical inference, which works according to given rules according to the Mamdani algorithm. The created models of objects of the first stage of the technological process of crushing iron ore raw materials are combined into a single simulation model. Studies have shown that the developed model of the control system for the first stage of the technological process of grinding iron ore raw materials through the action of controlling influences formed based on the determination of the chemical and mineralogical properties of iron ore raw materials with the use of a fuzzy logic device allows to stabilize the iron content in the industrial product at the target level of 55%.

In the fourth chapter, "Development of the information and measurement system and practical testing of the automated control system of the first stage of the technological process of grinding", features of the construction of information and measurement systems in modern conditions are highlighted. The functional scheme

and algorithm of the information and measurement system for controlling iron ore raw materials' chemical and mineralogical properties have been developed. The analysis of the information and measurement system of the first stage of the technological process of grinding as an object of the automated control system showed that an essential place in it is occupied by devices that, using nuclear-physical methods and magnetometric methods, make it possible to receive timely and reliable information about the state of this process. In the case of automated control of the first stage of the grinding technological process, an essential condition is the timely provision of accurate information about the state of this process; therefore, devices using nuclear-physical methods and magnetometric methods in combination with the operator interface of the grinding technological process, which uses personal computers and telecommunication means in the form of an automated workplaces allow to effectively solve the task of optimal control of the first stage of the grinding technological process. The developed information and measurement system for operational control of the chemical and mineralogical properties of iron ore raw materials and control of the first stage of the grinding technological process of the ore beneficiation plant PJSC «ArcelorMittal Kryvyi Rih» allows to stabilize the density characteristics of the classifier drain, to reduce the loss of iron in the tailings to 2.7% at the first stage of magnetic separation, reduce fluctuations in the iron content in the concentrate to 3.5%, which makes it possible to improve the quality of the concentrate by 1%.

The dissertation research results were reviewed by the technical department of the mining department of PJSC "ArcelorMittal Kryvyi Rih" and recommended for implementation.

Keywords: iron ore raw materials, grinding, classification, magnetic separation, nuclear physical method, magnetometric method, fuzzy logic, control system, optimization.

СПИСОК ОПУБЛІКОВАНИХ РОБІТ ЗА ТЕМОЮ ДИСЕРТАЦІЇ

Наукові роботи, в яких опубліковано основні наукові результати дисертації:

1. Azaryan A., Gritsenko A., Trachuk A., Shvets D. Development of the method to operatively control quality of iron ore raw materials at open and underground extraction. *Eastern-European Journal of Enterprise Technologies*. 2018. Vol. 5, № 5(95). P. 13–19. URL: <https://doi.org/10.15587/1729-4061.2018.144003>. (SCOPUS)

2. Azaryan A., Gritsenko A., Trachuk A., Serebrenikov V., Shvets D. Using the intensity of absorbed gamma radiation to control the content of iron in ore. *Eastern-European Journal of Enterprise Technologies*. 2019. Vol. 3, № 5(99). P. 29–35. URL: <https://doi.org/10.15587/1729-4061.2019.170341>. (SCOPUS)

3. Швець Д. В. Синтез математичної моделі технологічного процесу подрібнення залізорудної сировини з урахуванням її хіміко-мінералогічних характеристик на рудозбагачувальних фабриках. *Гірничий вісник*. 2020. № 107. С. 83–90. URL: <https://doi.org/10.31721/2306-5435-2020-1-107-83-90>.

4. Shvets D. V. Theoretical-probability approach to analyse the iron ore grinding process. *Гірничий вісник*. 2021. № 109. С. 111–117. URL: <https://doi.org/10.31721/2306-5435-2021-1-109-111-117>.

5. Shvets D. V. Iron ore grinding process at the concentrating plant under fuzzy and incomplete parameters. *Вісник Криворізького національного університету*. 2021. № 53. С. 163–169. URL: <https://doi.org/10.31721/2306-5451-2022-1-53-163-169>.

6. Швець Д. В. Автоматизоване керування процесами подрібнення і класифікації залізорудної сировини на основі визначення її міцності. *Гірничий вісник*. 2022. № 110. С. 146–150. URL: <https://doi.org/10.31721/2306-5435-2022-1-110-146-150>.

7. Shvets D. V. Mathematical model for controlling the classification process of crushed iron raw materials using fuzzy logic. *Вісник Криворізького національного*

університету. 2022. № 55. С. 156–163. URL: <https://doi.org/10.31721/2306-5451-2022-1-55-156-163>.

Наукові роботи, що свідчать про апробацію матеріалів дисертації:

8. Азарян А. А., Швець Д. В., Карабут Н. О. Шляхи підвищення точності контролю якості мінеральної сировини гамма-гамма методом. *Розвиток промисловості та суспільства* : матеріали міжнар. наук.-техн. конф., м. Кривий Ріг. 2020. С. 256.

9. Азарян А. А., Швець Д. В., Карабут Н. О. Розробка математичної моделі технологічного процесу подрібнення залізорудної сировини на рудозбагачувальних фабриках. *Science, society, education: topical issues and development prospects* : Abstracts of the 5th International scientific and practical conference. Харків, 2020. С. 21–27.

10. Азарян А. А., Швець Д. В., Карабут Н. О., Крапивний Н. С. Підвищення точності гамма-методу для визначення хіміко-мінералогічних характеристик залізорудної сировини. *Modern Science And Practice* : Abstracts of XV International Scientific and Practical Conference, Varna. 2020. С. 274–276.

11. Швець Д. В., Карабут Н. О., Крапивний Н. С., Азарян А. А. Розробка математичної моделі взаємодії гамма-випромінювання з залізорудною сировиною для визначення її хіміко-мінералогічних характеристик. *Наука, освіта, суспільство очима молодих* : XIII Міжнар. науково-практ. конф. здобувачів вищої освіти і молодих науковців, м. Рівне, 26 трав. 2020 р. С. 299–300.

12. Швець Д. В. Формалізація структури математичної моделі першої стадії технологічного процесу переробки залізної руди з урахуванням нечітких параметрів. *Комп'ютерні інтелектуальні системи та мережі (KICM)* : XVI Всеукр. науково-практ. конф., м. Кривий Ріг, 2023. С. 240–241.

13. Shvets D. V. Analysis of operational control methods of iron ore chemical and mineralogical characteristics. *Розвиток промисловості та суспільства* : матеріали міжнар. наук.-техн. конф., м. Кривий Ріг, 24–26 трав. 2023 р. С. 250.

Наукові роботи, що додатково відображають наукові результати дисертації:

14. Azaryan A., Pikilnyak A., Shvets D. Complex automation system of iron ore preparation for beneficiation. *Metallurgical and Mining Industry*. 2015. № 8. P. 64–66. URL: https://www.metaljournal.com.ua/assets/Journal/english-edition/MMI_2015_8/011Azaryan.pdf. (SCOPUS)

15. Швець Д. В. Розробка системи стабілізації масової долі заліза магнітного у зливні класифікатора та дослідження можливості автоматизації процесу подрібнення залізної руди та підготовки її до збагачення. *Якість мінеральної сировини*. Кривий Ріг, 2014. С. 252–264.

16. Azaryan A. A., Gritsenko A. N., Trachuk A. A., Serebrennikov V. M., Shvets D. V. Model of absorbed gamma radiation in the interaction with rock formation. *IAES International Journal of Robotics and Automation (IJRA)*. 2019. Vol. 8. №. 4. P. 269. URL: <https://doi.org/10.11591/ijra.v8i4.pp269-276>.

17. Спосіб автоматичного керування одностадійним циклом мокрого подрібнення : пат. 109981 Україна : МПК В02С 25/00. № u201601062 ; заявл. 08.02.2016 ; опубл. 26.09.2016, Бюл. № 18. 4 с.

18. Спосіб автоматичного керування одностадійним циклом мокрого подрібнення : пат. 118091 Україна : МПК В02С 25/00. № u201700121 ; заявл. 03.01.2017 ; опубл. 25.07.2017, Бюл. № 14. 4 с.

19. Спосіб автоматичного керування процесом подрібнювання магнетитових руд у залежності від їх міцності : пат. 129934 Україна : МПК В02С 25/00. № u201803495 ; заявл. 02.04.2018 ; опубл. 26.11.2018, Бюл. № 22. 2 с.

20. Пристрій оперативного контролю крупності магнетиту у пульпі : пат. 146595 Україна : МПК G01N 27/72, G01R 33/12. № u202006708 ; заявл. 19.10.2020 ; опубл. 04.03.2021, Бюл. № 9. 2 с.

21. Спосіб автоматичного керування одностадійним циклом мокрого подрібнення магнетитових руд : пат. 154013 Україна : МПК В02С 25/00. № u202301387 ; заявл. 03.04.2023 ; опубл. 28.09.2023, Бюл. № 39. 3 с.

ЗМІСТ

ПЕРЕЛІК УМОВНИХ ПОЗНАЧЕНЬ.....	19
ВСТУП.....	20
РОЗДІЛ 1 АНАЛІЗ НАЯВНИХ МЕТОДІВ І ЗАСОБІВ АВТОМАТИЗОВАНОГО КЕРУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИМ ПРОЦЕСОМ ПОДРІБНЕННЯ ЗАЛІЗИСТИХ КВАРЦИТІВ.....	26
1.1. Актуальність проблеми визначення хіміко-мінералогічних властивостей залізорудної сировини для автоматизованого керування технологічним процесом подрібнення рудозбагачувальної фабрики	26
1.2. Дослідження стохастичності хіміко-мінералогічних властивостей вихідної залізорудної сировини рудозбагачувальної фабрики як однієї з основних причин необхідності автоматизації технологічного процесу подрібнення	27
1.3. Огляд наявних автоматизованих систем керування технологічним процесом подрібнення та їх складових частин.....	41
1.4. Огляд сучасних методів та засобів контролю хіміко-мінералогічних властивостей залізорудної сировини	50
1.5. Постановка завдань досліджень	57
РОЗДІЛ 2 МОДЕЛЮВАННЯ І СТАДІЇ ТЕХНОЛОГІЧНОГО ПРОЦЕСУ ПОДРІБНЕННЯ ЯК СКЛАДНОГО ОБ'ЄКТА КЕРУВАННЯ ТА ВИЗНАЧЕННЯ ШЛЯХІВ КОНТРОЛЮ ХІМІКО-МІНЕРАЛОГІЧНИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ ЗАЛІЗОРУДНОЇ СИРОВИНИ	61
2.1. Розроблення математичної моделі І стадії технологічного процесу подрібнення	61
2.2. Теоретико-ймовірнісний підхід до моделювання І стадії технологічного процесу подрібнення	72
2.3. Формування керування І стадією технологічного процесу подрібнення з урахуванням стохастичності властивостей залізорудної сировини	74

2.4. Імітаційне моделювання керування I стадією технологічного процесу подрібнення.....	85
2.5. Аналіз факторів, що впливають на визначення хіміко-мінералогічних властивостей залізорудної сировини ядерно-фізичними методами.....	91
2.6. Математична модель взаємодії гамма-випромінювання із залізорудною сировиною.....	97
2.7. Експериментальні дослідження можливостей контролю хіміко-мінералогічних властивостей залізорудної сировини для покращення інформаційного забезпечення технологічного процесу її переробки	105
РОЗДІЛ 3 ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСУ КЕРУВАННЯ I СТАДІЄЮ ТЕХНОЛОГІЧНОГО ПРОЦЕСУ ПОДРІБНЕННЯ ЗАЛІЗОРУДНОЇ СИРОВИНИ З ВИКОРИСТАННЯМ СИСТЕМ НЕЧІТКОГО ЛОГІЧНОГО ВИВЕДЕННЯ	109
3.1. Дослідження технологічного процесу керування першою стадією подрібнення, класифікації й магнітної сепарації залізної руди при нечітких і неповних технологічних параметрах	109
3.1.1. Дослідження принципів формування керування роботою млина з використанням системи нечіткого логічного виведення	109
3.1.2. Дослідження принципів формування керування роботою класифікатора з використанням системи нечіткого логічного виведення....	120
3.1.3. Дослідження принципів формування керування роботою магнітного сепаратора з використанням системи нечіткого логічного виведення.....	129
3.2. Дослідження комплексної моделі формування керування I стадією технологічного процесу подрібнення залізорудної сировини.....	136
РОЗДІЛ 4 РОЗРОБЛЕННЯ ІНФОРМАЦІЙНО-ВИМІРЮВАЛЬНОЇ СИСТЕМИ ТА ПРАКТИЧНА АПРОБАЦІЯ АВТОМАТИЗОВАНОЇ СИСТЕМИ КЕРУВАННЯ I СТАДІЄЮ ТЕХНОЛОГІЧНОГО ПРОЦЕСУ ПОДРІБНЕННЯ.....	141

4.1. Особливості побудови інформаційно-вимірювальних систем у сучасних умовах.....	141
4.2. Розроблення функціональної схеми та алгоритму системи контролю хіміко-мінералогічних властивостей залізорудної сировини	142
4.3. Розроблення схеми інформаційно-вимірювальної системи оперативного контролю хіміко-мінералогічних властивостей залізорудної сировини та керування I стадією технологічного процесу подрібнення рудозбагачувальної фабрики із застосуванням ядерно-фізичних та магнітометричних методів.....	148
4.4. Моделювання та аналіз автоматизованої системи керування I стадії технологічного процесу подрібнення як складного об'єкта керування	157
ВИСНОВКИ	171
СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ.....	174
ДОДАТКИ	188
Додаток А. Список публікацій здобувача за темою дисертації та відомості про апробацію результатів дисертації	188
Додаток Б. Функціональна схема технологічного ланцюжка «Рудоуправління – Залізничний цех – ДФ – РЗФ»	192
Додаток В. Порівняльна характеристика ефективності процесу збагачення на РЗФ-1 та РЗФ-2 ГЗК ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»	193
Додаток Д. Експериментальні дослідження щодо встановлення взаємозв'язку між міцнісними характеристиками залізорудної сировини та вмістом заліза	194
Додаток Е. Гамма-випромінювання як джерело інформації про вміст загального заліза в залізорудній сировині	199
Додаток Ж. Характеристика використаних апаратних та програмних засобів, лабораторних та інструментальних методів	208
Додаток И. Довідка про розгляд науково-технічних результатів дисертаційної роботи	214

Додаток К. Оцінка ефективності застосування АСК ЗРС в умовах ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» 215

Додаток Л. Довідка про впровадження і використання результатів дисертаційного дослідження 218

ПЕРЕЛІК УМОВНИХ ПОЗНАЧЕНЬ

I стадія ПК – перша стадія подрібнення та класифікації.

I стадія МС – перша стадія магнітної сепарації.

I стадія ТПП – перша стадія технологічного процесу подрібнення.

АРМ – автоматизоване робоче місце.

АСК – автоматизована система керування.

АСК ТП – автоматизована система керування технологічним процесом.

АК – автоматичне керування.

ГЗК – гірничо-збагачувальний комбінат.

ДФ – дробильна фабрика.

ЗРС – залізорудна сировина.

ІВС – інформаційно-вимірювальна система.

МММ – магнітометричні методи.

МНК – метод найменших квадратів.

НІТ – нові інформаційні технології.

НЛВ – нечітке логічне виведення.

ВТК – відділ технічного контролю.

ПК – персональний комп'ютер.

РНЛ – регулятор нечіткої логіки.

РЗФ – рудозбагачувальна фабрика.

СЛАР – система лінійних алгебраїчних рівнянь.

ТПП – технологічний процес подрібнення.

ХМВ – хіміко-мінералогічні властивості.

ЯФМ – ядерно-фізичні методи.

ВСТУП

Актуальність теми. Видобуток і переробка руд чорних металів є однією з найважливіших складових економіки України. За запасами залізної руди Україна посідає перше місце, а з виробництва залізорудної продукції – концентрату і продуктів його згрудкування – сьоме місце у світі.

У цей час конкурентоспроможною на світовому ринку вважається залізорудна продукція, яка містить щонайменше 67–68 % заліза. Аналіз конкурентоспроможності ГЗК Кривбасу показує, що на більшості з них якість концентрату не досягає вимог світового ринку через недостатньо високий вміст у ньому заліза та його значне коливання. Ситуація погіршується також великою енергоємністю виробництва залізорудного концентрату, що становить близько 50 % собівартості продукції.

Високий рівень конкуренції на світових ринках збуту зумовлює необхідність підвищення якості залізорудної продукції, у зв'язку з чим тенденція до підвищення якості концентрату найближчими роками зберігатиметься.

У дисертації з метою підвищення якості концентрату та зниження втрат розглядається розроблення математичних моделей та АСК ТП подрібнення залізистих кварцитів на основі визначення їхніх ХМВ із використанням синергії ЯФМ і МММ.

Сьогодні гостро стоять завдання контролю ТПП ЗРС: зниження витрат на виробництво залізорудного концентрату, стабілізації якості вихідної сировини, мінімізації втрат заліза у хвостах збагачення, збільшення обсягів виробництва на ГЗК.

Перша стадія ТПП РЗФ є складним об'єктом керування з достатньо інтенсивними інформаційними потоками. Наявність рециклів ускладнює процес контролю ХМВ вихідної ЗРС. Наприклад, зміни в рециклі першої стадії ТПП передаються в наступні, унаслідок чого процес збагачення руди в технологічній лінії порушується. Інерційність цієї стадії також значно впливає

на процес збагачення – запізнення в часі між надходженням рудопотоку на вхід та отриманням концентрату на виході може сягати двох годин. На цей момент інформаційне забезпечення I стадії ТПП доволі обмежене, що пов'язано зі складністю прямого контролю (за допомогою датчиків і контрольних приладів) деяких параметрів ЗРС, а саме: ступеня подрібнення, міцності, щільності, абразивності тощо. Ще одним недоліком керування та контролю цієї стадії є те, що прийняття рішень щодо переналаштування поточних характеристик приймають технологи, тобто якість рішень значною мірою визначається людським фактором, що не є гарантією оптимального керування.

Одним із можливих способів підвищення якості концентрату і зниження втрат заліза є розроблення нових методів і засобів контролю та керування ТПП на першій стадії з урахуванням стохастичності ХМВ властивостей вихідної ЗРС.

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

Дисертацію автор виконав на кафедрі моделювання та програмного забезпечення Криворізького національного університету в межах науково-дослідних держбюджетних тем «Розробка пристрою неруйнівного контролю фізико-хімічних властивостей гірських порід в експлуатаційних свердловинах» (№ ДР 0118U000120) та «Методи і програмно-технічні комплекси контролю і управління якістю залізорудної сировини при видобутку і переробці» (№ ДР 0120U102310).

Мета та завдання досліджень.

Мета дисертації полягає в підвищенні ефективності та якості переробки ЗРС на першій стадії ТПП на основі побудови АСК процесом переробки ЗРС шляхом оперативного контролю ХМВ руди в умовах їхньої стохастичності з використанням ЯФМ і МММ.

Для досягнення поставленої мети необхідно розв'язати такі завдання:

1. Проаналізувати сучасний стан питань керування ТПП ЗРС та обґрунтувати актуальність і практичну значущість розроблення АСК на основі визначення ХМВ руди в умовах їхньої стохастичності.

2. Розробити математичну модель першої стадії ТПП ЗРС з урахуванням впливу ХМВ ЗРС в умовах їхньої стохастичності.

3. Розробити модель стабілізації вихідних змінних першої стадії ТПП ЗРС шляхом дії керуючих впливів на основі визначення ХМВ руди із застосуванням елементів нечіткої логіки.

4. Розробити АСК першою стадією ТПП залізистих кварцитів на основі інформації про хіміко-мінералогічні властивості ЗРС в умовах їхньої стохастичності.

Об’єкт дослідження – процес АК першою стадією ТПП ЗРС РЗФ.

Предмет дослідження – моделі та методи для побудови АСК першою стадією ТПП ЗРС РЗФ, яка здійснює стабілізацію вмісту заліза на виході магнітного сепаратора за рахунок керування завантаженням млина залежно від хіміко-мінералогічних характеристик руди.

Методи досліджень. Для розв’язання поставлених завдань у праці використані: аналіз вітчизняного та зарубіжного досвіду; систематизація наявних підходів і методів оптимізації ТПП ЗРС для обґрунтування актуальності, мети і завдань дослідження; методи математичної статистики для опрацювання результатів експериментів; методи системного аналізу та методи оптимального керування при розробленні алгоритмів керування ТПП ЗРС; комп’ютерні інформаційні технології для моделювання ТПП з використанням апарату нечіткої логіки.

Наукова новизна отриманих результатів.

1. Уперше для оптимального керування процесом завантаження млина використовується інформація про стохастичні властивості ЗРС, яка отримується з використанням синергії ЯФМ і МММ оперативного контролю, що уможливорює вдосконалення інформаційного забезпечення першої стадії

ТПП ЗРС за рахунок зменшення часу отримання даних на 2 години порівняно з традиційними методами хімічного аналізу.

2. Отримав подальший розвиток метод оптимізації густинних режимів у млині, заснований на поданні води залежно від міцності ЗРС як функції від вмісту в ній загального заліза, що дає змогу підвищити ефективність подрібнення ЗРС та стабілізувати гранулометричний склад на виході млина.

3. На основі теоретико-ймовірнісного підходу вдосконалено математичну модель першої стадії ТПП, що названа «м'якою», яка, на відміну від наявних, дає можливість урахувати час транспортного запізнення перероблюваної ЗРС і дозволяє зменшувати або збільшувати кількість змінних, що в подальшому уможлиблює додавання нових методів та приладів контролю параметрів технологічного процесу і підвищувати точність функціонування математичної моделі.

Обґрунтованість та достовірність результатів, висновків та рекомендацій підтверджується використанням апробованих фундаментальних положень системного аналізу складних об'єктів управління, теорії автоматичного керування, математичної статистики, а також задовільною збіжністю результатів аналітичних та експериментальних досліджень, позитивними результатами апробації розроблених способів та засобів керування; зокрема, використання запропонованих підходів в умовах стохастичності характеристик вихідної ЗРС дозволить зменшити до 2,7 % втрати заліза у хвості збагачення на I стадії МС, зменшити коливання вмісту заліза в концентраті до 3,5 % та підвищити якість концентрату на 1 %.

Практичне значення одержаних результатів.

1. Розроблено АСК I стадією ТПП ЗРС РЗФ шляхом застосування алгоритму програмно-технічної реалізації керування процесом переробки ЗРС на I стадії ТПП. Створена система функціонує на основі ЯФМ і МММ контролю вмісту заліза в ЗРС з урахуванням стохастичності її ХМВ та забезпечує оптимальне подрібнення ЗРС у млині й розкриття рудних зерен, що дає можливість підвищити якість концентрату на 1 %.

2. Практичне значення наукових розробок підтверджено довідками щодо доцільності впровадження результатів дисертаційного дослідження на ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг». Очікуваний економічний ефект становитиме понад 290 млн грн на рік.

3. Отримані результати впроваджені і використовуються у навчальному процесі Криворізького національного університету.

Особистий внесок здобувача. Наукові результати роботи автор отримав самостійно. Здобувач є автором наукової ідеї, теоретичних та експериментальних досліджень, включаючи теоретичні результати й наукову новизну, винесені на захист.

Апробація результатів дисертації. Основні результати досліджень, представлені в дисертації, доповідалися та обговорювалися на міжнародних і всеукраїнських науково-технічних та науково-практичних конференціях: Міжнародній науково-технічній конференції «Розвиток промисловості та суспільства» (м. Кривий Ріг, 2020), V Міжнародній науково-практичній конференції «Science, society, education: topical issues and development prospects» (м. Харків, 2020), XV Міжнародній науково-практичній конференції «Modern Science And Practice» (м. Варна, Болгарія, 2020), XIII Міжнародній науково-практичній конференції здобувачів вищої освіти та молодих науковців «Наука, освіта, суспільство очима молодих» (м. Рівне, 2020), XVI Всеукраїнській науково-практичній вебконференції аспірантів, студентів та молодих вчених «Комп'ютерні інтелектуальні системи та мережі» (м. Кривий Ріг, 2023), Міжнародній науково-технічній конференції «Розвиток промисловості та суспільства» (м. Кривий Ріг, 2023).

Публікації. Основні наукові та практичні результати дисертації опубліковані у 21 друкованій роботі (з них 11 – без співавторства), зокрема 3 статтях в журналах, що входять до наукометричної бази SCOPUS, 7 статтях у спеціалізованих (фахових) наукових виданнях, 6 доповідях – у матеріалах наукових конференцій. Пріоритет основних наукових і технічних рішень, що

реалізують запропоновані в дисертації принципи керування процесом подрібнення залізної руди, захищені 5 патентами України.

Структура та обсяг дисертаційної роботи. Дисертація складається зі вступу, 4 розділів, висновків, списку літературних джерел та додатків. Обсяг дисертації – 219 сторінок, зокрема 154 сторінки основного тексту, 65 рисунків, 14 таблиць, перелік використаних джерел зі 121 найменування на 14 сторінках, додатки на 32 сторінках.

РОЗДІЛ 1

АНАЛІЗ НАЯВНИХ МЕТОДІВ І ЗАСОБІВ АВТОМАТИЗОВАНОГО КЕРУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИМ ПРОЦЕСОМ ПОДРІБНЕННЯ ЗАЛІЗИСТИХ КВАРЦИТІВ

1.1. Актуальність проблеми визначення хіміко-мінералогічних властивостей залізорудної сировини для автоматизованого керування технологічним процесом подрібнення рудозбагачувальної фабрики

На сьогодні більшість ГЗК Кривбасу виробили поклади ЗРС зі стабільними фізичними властивостями й перейшли до використання руд зі значною стохастичністю ХМВ, використовуючи в низці випадків суміш ЗРС з кількох кар'єрів. Це призводить до погіршення якості як вихідної ЗРС, так і отриманого концентрату.

Процеси подрібнення та класифікації ЗРС значною мірою визначають продуктивність РЗФ, вилучення заліза та собівартість концентрату. Витрати на подрібнення вихідної ЗРС становлять понад половину вартості кінцевого продукту – концентрату [1].

Подрібнювальні агрегати сучасних РЗФ (кульові млини) зазвичай працюють у замкнутому циклі з класифікуючим агрегатом (класифікатором) [2]. Дослідження демонструють, що кульові млини та класифікатори належать до складних об'єктів керування [3].

Крім вмісту магнітного та загального заліза в ЗРС, одним із найважливіших параметрів, що впливає на якість концентрату, є гранулометричний склад подрібнюваної ЗРС [4]. Він, насамперед, залежить від ефективності подрібнення вихідної ЗРС у млині. Крім стохастичності вмісту заліза у вихідній ЗРС, промислові різновиди ЗРС мають різні характеристики міцності. Відповідно, для досягнення заданого класу крупності при помолі для промислових різновидів ЗРС потрібна різна тривалість їхньої переробки в млині. Коливання міцнісних параметрів

вихідної ЗРС призводять як до її недоподрібнення, через що неповно розкриваються зростки, так і до переподрібнення, що погіршує магнітні характеристики подрібненої ЗРС. В обох випадках це призводить до втрат заліза на стадії магнітної сепарації.

Крім того, з урахуванням значної енергоємності ТПП ЗРС на РЗФ оптимізація ТПП ЗРС дозволить значно зменшити собівартість концентрату.

Наявні на сьогодні АСК ТПП не дозволяють достатньо ефективно керувати гранулометричним складом сировини, що надходить на І стадію МС. Тому розроблення АСК ТПП, що дозволяє забезпечити оптимальні характеристики крупності в умовах стохастичності властивостей ЗРС, є актуальним науковим завданням.

1.2. Дослідження стохастичності хіміко-мінералогічних властивостей вихідної залізорудної сировини рудозбагачувальної фабрики як однієї з основних причин необхідності автоматизації технологічного процесу подрібнення

Як базовий для проведення дослідження причин недостатньо високої якості концентрату ГЗК Кривбасу було обрано ГЗК ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» (колишній НКГЗК – Новокриворізький ГЗК), РЗФ якого забезпечувалися рудою спочатку з кар'єру №1, а в цей час живляться рудою з двох кар'єрів № 2 та №3 з різними фізико-механічними властивостями. Зміст масової частки магнітного заліза (Fem) – основного показника якості ЗРС, у руді кар'єру №2 коливається в межах від 10 до 32%, її міцність за шкалою Протодьяконова – від 14 до 16, а кар'єрі №3 – відповідно, від 20 до 34% та від 16 до 18 [5].

У таблиці 1.1 вказано вимоги до показників усередненої вихідної ЗРС та одержуваного концентрату згідно з технологічними інструкціями ГЗК ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг».

Як впливає з наведених у таблиці 1.1 даних, технічні вимоги до

якості вихідної ЗРС допускають її відхилення від заданого значення $\pm 1,5\%$. Однак, на практиці спостерігаються випадки значного відхилення вмісту заліза у вихідній руді до $\pm 5\%$, що свідчить про недостатність її усереднення.

Таблиця 1.1. Характеристики вихідної ЗРС та концентрату, що регламентуються технічними вимогами технологічних інструкцій ГЗК ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» [5]

№ з/п	Найменування параметра	Позначення	Показники
1.	Вихідна ЗРС РЗФ		
1.1	Масова частка загального заліза	$Fe_{з, \%}$	$34,5 \pm 1,5$
1.2	Масова частка магнітного заліза	$Fe_{м, \%}$	$24,2 \pm 1,5$
1.3	Масова частка вологи, не більше	$W, \%$	5
1.4	Масова частка крупності (+20 мм) в дробленій ЗРС, не більше	$d, \%$	12,5
2.	Концентрат		
2.1	Масова частка загального заліза	$Fe_{з, \%}$	64,8-65,3
2.2	Масова частка вологи, не більше	$W, \%$	10,5
3.	Хвости збагачення		
3.1	Масова частка загального заліза	$Fe_{з\text{ хв.}, \%}$	15,5
3.2	Масова частка магнітного заліза	$Fe_{м\text{ хв.}, \%}$	1,9

На рис. 1.1 показано коливання якості ЗРС, що надходить до млина №11 секції 1 РЗФ-1.

У додатку Б наведено функціональну схему технологічного ланцюжка «Рудоуправління – Залізничний цех – ДФ – РЗФ» ГЗК.

Подавши окремі підрозділи цього технологічного ланцюжка ГЗК як окремі дво полюсники («чорні ящики»), отримаємо рівняння, що характеризує баланс її виробництва:

$$P_{P2} + P_{P3} = P_{Ж1} + P_{Ж2} = P_{Д1} + P_{Д2} = (P_{K1} + P_{K2}) + (P_{Х1} + P_{Х2}), \quad (1.1)$$

де P_{P2} , P_{P3} – суха вага руди, завантаженої в залізничні думпкари в кар'єрах №2 та №3 рудоуправління, т,

$P_{Ж1}, P_{Ж2}$ – суха вага руди, розвантаженої з думпкара в приймальні воронки дробарок великого дроблення ОПУ-1 та ОПУ-2 ДФ, т,

$P_{Д1}, P_{Д2}$ – суха вага дробленої руди на виході з ОПУ-1 та ОПУ-2 ДФ, т,

$P_{К1}, P_{К2}$ – суха вага концентрату на виході з РЗФ-1 та РЗФ-2, т,

$P_{Х1}, P_{Х2}$ – суха вага загальнофабричних хвостів РЗФ-1 та РЗФ-2, т.

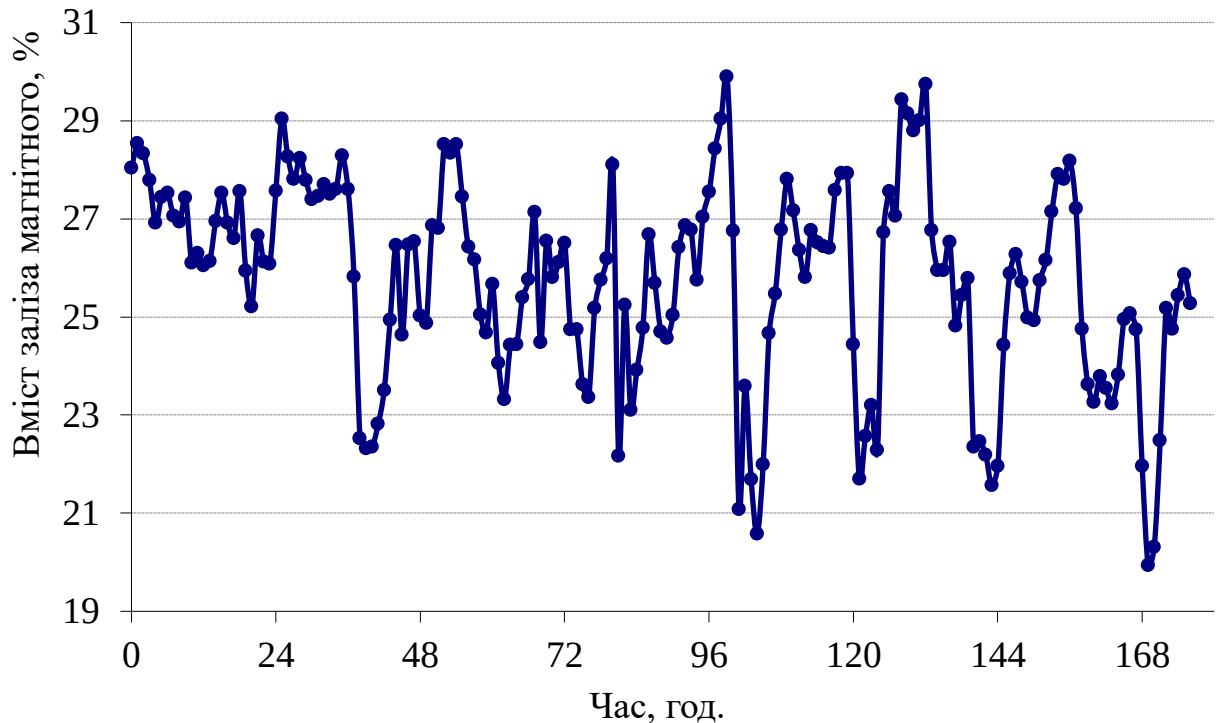


Рис. 1.1. Коливання якості ЗРС, що надходить до млина за 7 днів (РЗФ-1, секція 1, конвеєр К-01, млин М-11).

Дані безперервного контролю з погодинним усередненням

З рівняння (1.1) випливає, що невідповідність між входом та виходом будь-якої ланки технологічного ланцюжка призводить до порушення ходу технологічного процесу всього ланцюжка та зрештою до виникнення аварійної ситуації – зупинки ГЗК.

У реальних умовах РЗФ різких перепадів за якістю не спостерігається – переходи від руди одного кар'єру до руди іншого кар'єру згладжуються, амплітуда коливань частково зменшується, а частота збільшується, проте стохастичний характер зміни якості руди зберігається.

Розглянемо, як здійснюється облік входу-виходу продукту кожного з підрозділів ГЗК.

Облік ваги сирової руди, завантажуваної в залізничні думпкери рудоуправління, а також її вага під час розвантаження думпкара в приймальні бункери дробилок великого дроблення ОПУ-1 і ОПУ-2, визначається як сума усередненої ваги кожного думпкара. Облік дробленої руди, що надходить з ОПУ-1 та ОПУ-2 на РЗФ-1 та РЗФ-2, здійснюється розрахунковим шляхом з погонного навантаження, але безперервний ваговий облік відвантаження готової продукції на ДФ не ведеться. Кількість подрібненої руди, що надходить на вхід РЗФ-1 і РЗФ-2, визначається розрахунковим шляхом як сума показань стрічкових конвеєрних ваг, установлених на похилих конвеєрах, що живлять млини першої стадії збагачення всіх секцій РЗФ. Готовий концентрат РЗФ-1 та РЗФ-2 безперервно контролюється за допомогою конвеєрних ваг. Суха вага хвостів збагачення не контролюється, а визначається розрахунковим шляхом як різниця сухої ваги руди та концентрату. Робота підрозділів ГЗК оцінюється наприкінці кожного місяця за результатами розрахунку балансу металу.

Дослідження показали, що основною причиною високих коливань якості концентрату ГЗК ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» насамперед є недостатній ступінь усереднення ЗРС до моменту її подання на I стадію ТПП РЗФ. ЗРС транспортується з кар'єрів на фабрику залізничними составами, кожен із яких складається з 6-12 думпкарів. Вантажопідйомність одного думпкара становить 100 т. Отже, на вхід ДФ поперемінно надходять великі порції руди (до 1200 т) з двох кар'єрів з різним вмістом магнітного заліза та різною міцністю. Ці порції, попередньо подрібнені ДФ до крупності +20 мм, транспортуються за допомогою стрічкових конвеєрів на РЗФ, де за допомогою автостели завантажуються в бункери, що живлять секції збагачення. Бункери заповнюються автостелою у міру витрачання руди. Так як сортування руди по бункерах залежно від її якості не проводиться, у них утворюються шари руди з різними властивостями і масою. Руда цих шарів послідовно надходить на I

стадію ТПП продуктивністю близько 100 т/год, де подрібнюється та частково усереднюється протягом 15-25 хвилин.

Описаний процес змішування руд пояснює високе коливання вмісту магнітного заліза. Подрібнена руда надходить на I стадію МС. Слід зазначити, що робота технологічного блоку «I стадія ПК – I стадія МС» визначає роботу всіх наступних стадій магнітної сепарації, а отже, і якість концентрату. Крім того, робота зазначеного технологічного блоку визначає і втрати заліза, оскільки після I стадії МС у хвості збагачення скидається від 35 до 55% відходів разом із магнітним та загальним залізом.

На рис. 1.2 наведено криві розподілу вмісту магнітного заліза у вхідній ЗРС, отримані з кількох вимірювальних каналів напівсекцій трьох млинів.

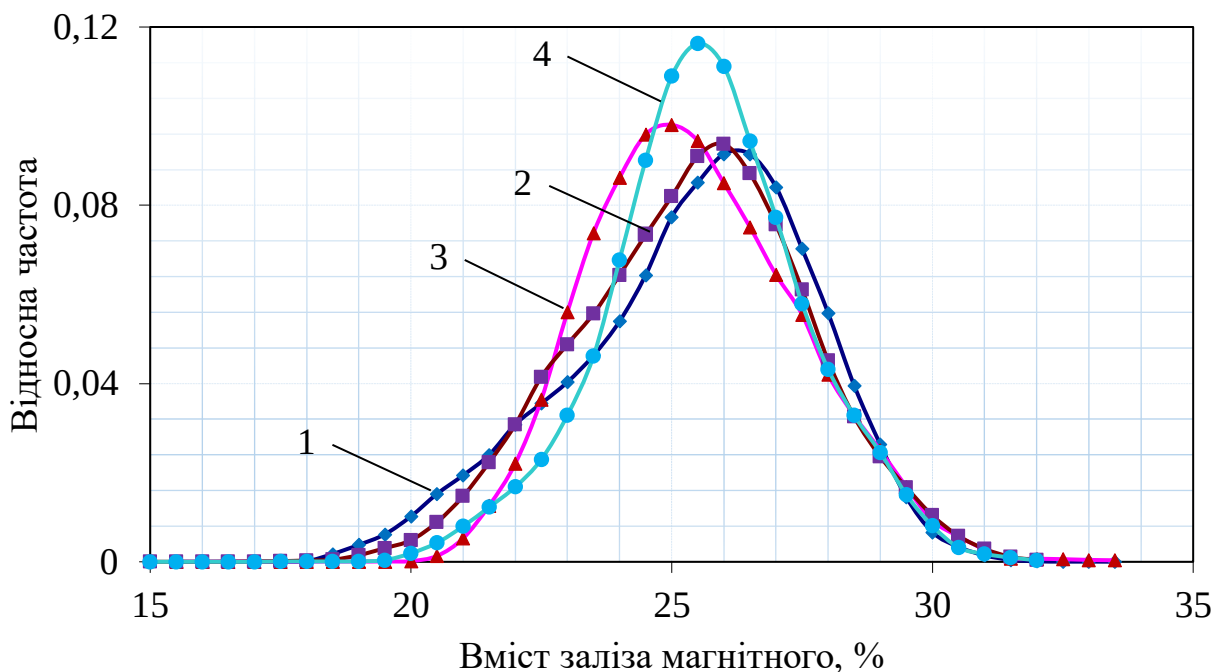


Рис. 1.2. Розподіл вмісту магнітного заліза у вхідній ЗРС: 1 – секція 1, конвеєр К-01 (млин М-11); 2 – секція 1, конвеєр К-01А (млин М-12); 3 – секція 2, конвеєр К-02 (млин М-21); 4 – секція 2, конвеєр К-02А (млин М-22).
(За даними безперервного контролю за тиждень)

З графіка видно, що на всі млини надходить ЗРС з розподілом вмісту магнітного заліза, близьким до нормального закону, і параметри цього

розподілу приблизно однакові, що підтверджує коливальний характер вхідної руди, яка живить І стадію ТПП РЗФ.

Середнє значення вмісту магнітного заліза у вхідній руді становить 25.5%, середньоквадратичне відхилення – 2% абс. од., з діапазоном коливань від 19 до 31%, що в кілька разів перевищує допустимий діапазон вмісту магнітного заліза для вхідної руди, яка надходить до млина (25 ± 1.5) % абс. од.

Наведений приклад коливання вмісту заліза в концентраті на РЗФ ГЗК ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» підтверджує необхідність обліку ХМВ ЗРС, що надходить на І стадію ПК.

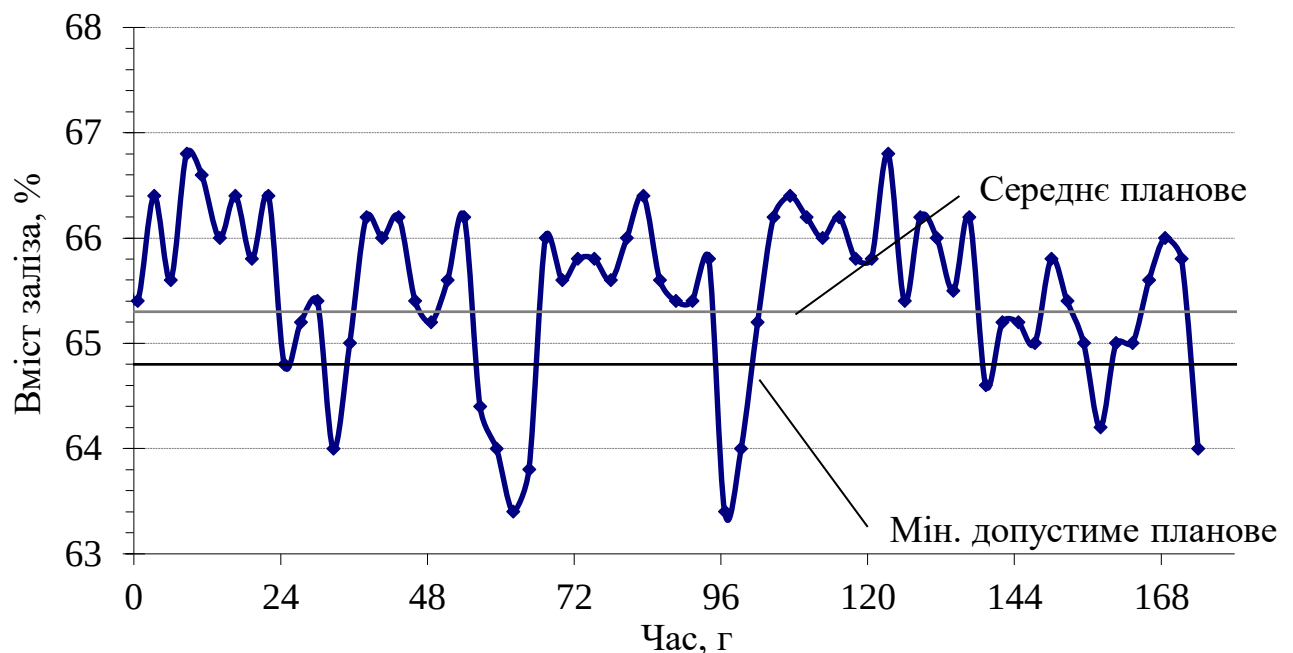


Рис. 1.3. Коливання якості концентрату на 1 секцію збагачення протягом тижня (РЗФ-1 ГЗК ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»)

Для ефективного керування технологічним процесом магнітного збагачення ЗРС необхідна достовірна, безперервна та оперативна інформація в реальному масштабі часу про ХМВ вихідного ЗРС, що надходить на переробку. Відсутність такої інформації виключає можливість своєчасного втручання в перебіг технологічного процесу при виході даних характеристик у вихідному ЗРС за допустимі межі.

Усі секції РЗФ-1 ГЗК ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» працюють незалежно, в автоматизованому режимі, при цьому режим роботи ТПП кожної секції стабілізовано залежно від планового завдання витрати руди, що надходить на вхід. Цей спосіб керування ТПП кожної секції використовується на більшості ГЗК Кривбасу.

Отримати достовірну оперативну інформацію, необхідну для ефективного керування процесом збагачення за допомогою традиційного відбору проб з подальшим хімічним аналізом працівниками ВТК РЗФ, практично неможливо. По-перше, така інформація не оперативна, оскільки час, необхідний для проведення відбору, підготовки до аналізу та аналізу проби, займає до 2 годин; по-друге, періодичність такого відбору, який здійснюють працівники ВТК, становить 2 години. На більшості РЗФ ГЗК Кривбасу визначають вміст магнітного заліза у вихідній ЗРС кожної секції на зливі класифікатора (а не на живлячому млин конвеєрі), відбираючи 4 проби за зміну. Як показали проведені дослідження, запізнення від входу млина до зливу класифікатора становить 15-25 хвилин. Отже, отримані результати характеризують якість ЗРС, що надійшла до млина, за 15-25 хвилин до моменту її відбору. Відбір дробленої ЗРС на вході першої стадії ТПП для визначення в ній вмісту заліза здійснюється тільки на вимогу технологічного персоналу – один раз на зміну.

Слід зазначити, що, незважаючи на великий штат працівників ВТК, технічно неможливо при ручному опробуванні технологічних потоків РЗФ отримати результати аналізів раніше, ніж через 2 години після їх відбору - час, за який вихідна руда перетворюється на концентрат. З урахуванням коливання ХМВ вихідної сировини й того, що похибка випробування (відбір проби, підготовка до аналізу, доставка для аналізу, аналіз) на 90% формується на стадії відбору проб, доцільність використання результатів аналізу для коригування ходу технологічного процесу практично неможлива.

Порівняємо частоту випробування з коливанням основних технологічних параметрів – вмісту заліза загального та заліза магнітного вхідної ЗРС та концентрату.

Масова частка заліза загального та заліза магнітного в концентраті та у вихідній ЗРС ВТК контролює чотири рази на технологічну зміну; масову частку вологи у вихідній ЗРС – 1 раз на технологічну зміну. З такою ж періодичністю контролюється масова частка заліза загального та магнітного заліза у хвостах. За даними, що отримуються з такою періодичністю, при наявному положенні з усереднення руди неможливо організувати автоматичне керування процесом збагачення [5].

Робота кожної секції РЗФ оцінюється щомісяця за результатами розрахунку балансу металу. У процесі роботи виконується розрахунок технологічного балансу. При цьому дані ВТК, отримані через 2 години після їх відбору, повинні відповідати вимогам технологічних інструкцій.

На рис. 1.4 наведено спрощену схему секції збагачення РЗФ-1 ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг», що розглядається в роботі.

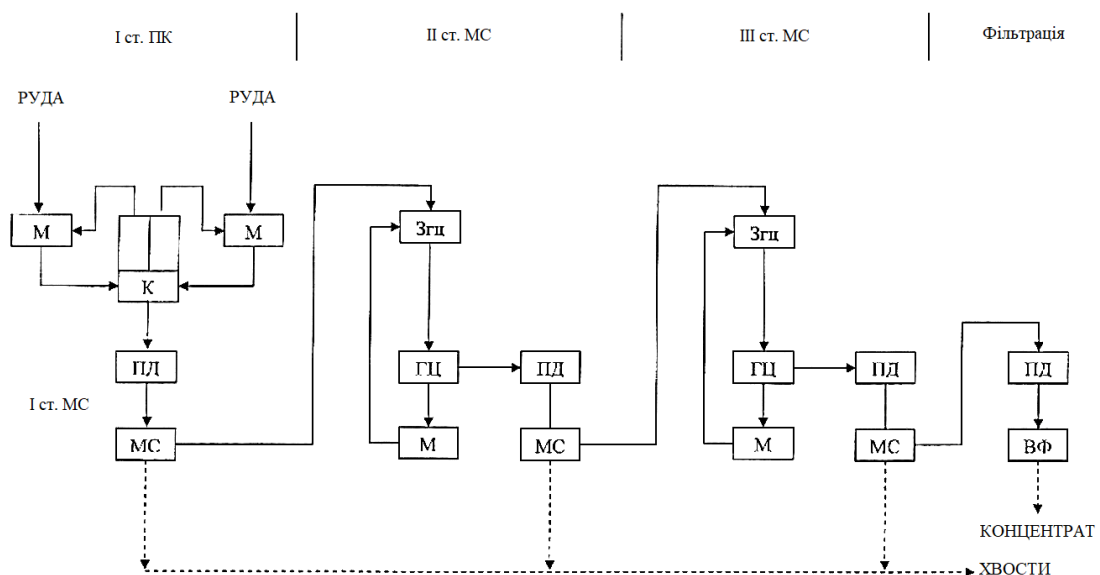


Рис. 1.4. Спрощена схема секції збагачення РЗФ-1 ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» (М – млин, К – класифікатор, МС – магнітний сепаратор, ГЦ – гідроциклон, ПД – пульподільник, Згц – зумпф гідроциклона, ВФ – вакуум-фільтр)

I стадія ПК обладнана двома кульовими млинами, що працюють в замкнутому циклі на загальний класифікатор, об'єднаний злив якого надходить на I стадію МС. На другій стадії доподрібнення та класифікації промпродукту I стадії МС встановлено кульові млини, що працюють у замкнутому циклі із гідроциклонами. Зневоднення концентрату здійснюється за допомогою дискових вакуум-фільтрів.

Кульові млини в поєднанні з класифікатором утворюють ще більш складний об'єкт для дослідження, що зумовлює актуальність пошуків нових підходів та вдосконалення наявних у контексті досягнення необхідних показників керування [6].

На рис. 1.5. зображено спрощену функціональну схему процесу збагачення ЗРС на секції РЗФ-1.

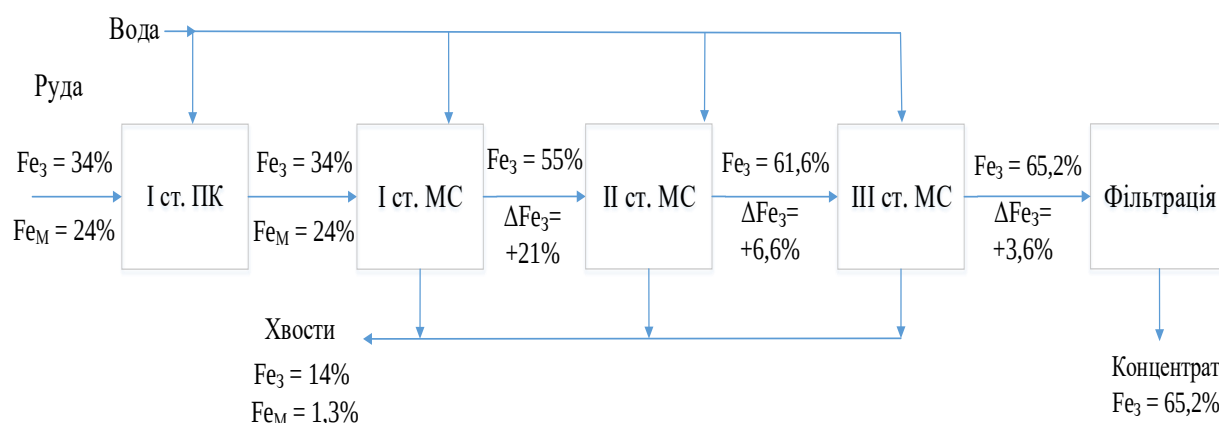


Рис. 1.5. Функціональна схема процесу збагачення ЗРС на секції РЗФ-1 ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» (Fe₃ – вміст загального заліза у вихідній руді, промпродуктах, концентраті та хвостах збагачення; Fe_М – вміст магнітного заліза у вихідній руді та хвостах збагачення; ΔFe₃ – приріст вмісту загального заліза на стадіях магнітної сепарації)

Дослідження та аналіз процесів збагачення ЗРС на РЗФ-1 ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг», які провів дисертант, показали, що приріст вмісту заліза на I стадії МС удвічі перевищує сумарний приріст вмісту заліза на II та III стадіях МС (рис. 1.5). Крім того, на I стадію МС припадає понад

50% сумарних секційних втрат як магнітного, так і загального заліза, що пов'язано із значним коливанням міцності руди у живленні I стадії МС (сумарні втрати магнітного та загального заліза на секції становлять відповідно 1,9 та 15,5%). У зв'язку з цим доцільно проводити контроль технологічних процесів та автоматизацію саме першої стадії переробки руди на РЗФ-1 з контролем вмісту як магнітного, так і загального заліза в ЗРС з обов'язковим урахуванням запізнення при переміщенні пульпи вздовж агрегатів секції від входу до зливу класифікатора. Середній час запізнення на РЗФ становить 20 хвилин. Це дозволить отримати найбільший ефект від зниження втрат загального заліза у хвості збагачення.

Слід зазначити, що РЗФ-1 ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» після її введення в експлуатацію в різний час забезпечувалася ЗРС із трьох кар'єрів з різними ХМВ – спочатку з кар'єру №1, а зараз – з кар'єрів №2 та №3. Швидше за все, саме цей факт у різні роки цікавив та продовжує цікавити працівників науково-дослідних інститутів, дослідно-конструкторських бюро та ЗВО. Коротко зупинимося на результатах діяльності тих, розробки яких були реалізовані в умовах РЗФ ГЗК нинішнього ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» та підтвердили свою працездатність. Починаючи з 60-х років минулого сторіччя, на РЗФ ГЗК функціонувала опорна лабораторія автоматизації технологічних процесів збагачення руд науково-дослідного інституту автоматизації чорної металургії (НДІАчормет). У різний час лабораторію очолювали такі фахівці, як Б. І. Кауль, Т. М. Гуленко, В. О. Кондратець, В. Г. Кучер та інші. З розробок лабораторії, які знайшли застосування на РЗФ ГЗК та в галузі, слід назвати системи автоматичного відбору та доставки пульпових проб (у тому числі з хвостових каналів РЗФ) до приміщень ВТК для їхнього подальшого контролю [7,8]. Системи розроблялися спільно з ППКІ «Металургавтоматика» (м. Кривий Ріг) та були впроваджені на РЗФ ГЗК нинішнього ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг», ЦГЗК, ПівнГЗК, Полтавського ГЗК, Михайлівського ГЗК. З 1990 р. дотепер РЗФ-1 ГЗК ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» є базовою для проблемно-галузевої науково-дослідної лабораторії

Міністерства промислової політики, яку очолює А. А. Азарян. Лабораторія розробила, виготовила та впровадила на всіх секціях РЗФ-1 ГЗК ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» систему автоматичного контролю масової частки магнітного заліза у вихідній ЗРС [9,10]. У 2010 р. на одній із секцій РЗФ-1 ГЗК ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» було впроваджено розроблений державним підприємством «Криворізький інститут автоматики» програмно-технічний комплекс ВТК «МКУ-АСПВ». Комплекс включав модуль «АРМ оператора РЗФ», «АРМ оператора секції» та «Модуль контролю та керування АРМ мельника». Нині жодна з перелічених вище систем автоматичного регулювання не функціонує повному обсязі.

У 70-ті роки минулого сторіччя більшість провідних фахівців з питань автоматизації магнітозбагачувальних фабрик працювали над створенням систем автоматичного оптимального керування процесами збагачення. На підставі теоретичних та експериментальних досліджень статистичних, регулювальних та динамічних показників кульових млинів обґрунтовувалися принципи побудови самонастроюваних систем керування агрегатами першої та наступної стадій подрібнення та магнітної сепарації [11]. Слід зазначити, що останнім часом зусилля дослідників та спеціалістів у галузі автоматики були зосереджені на створенні систем керування, що визначають та підтримують необхідні технологічні режими в умовах змін якості ЗРС та характеристик обладнання, з урахуванням того, що не всі властивості та параметри є визначеними у довільний момент часу, тобто з урахуванням теорій оптимального й адаптивного керування за допомогою принципів нечіткої логіки. Саме такі підходи покладено в основу більшості сучасних АСК ТП [12].

Розглянемо, як вирішуються питання автоматизації РЗФ за кордоном. У 2010 р. на секції №6 РЗФ-1 ГЗК ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» було змонтовано закуплене в компанії «Metso Minerals» обладнання, яке включало системи автоматичного керування I стадією ТПП РЗФ-1, такі як стабілізація витрати вихідної руди, співвідношення «руда-вода» та подання води в

класифікатор за величиною циркулюючого навантаження. Крім того, були закуплені магнітні сепаратори разом із зумпфами та насосами. Після закінчення монтажу та налагодження обладнання та засобів автоматизації секцію після запуску постійно відключав аварійний захист через значну коливність промпродуктів. Секцію вдалося запустити лише після збільшення вдвічі об'єму зумпфів.

Більшість зарубіжних РЗФ обладнані усереднювальними складами залізної руди, параметри якої протягом тривалого часу залишаються незмінними. Технологічні параметри всіх стадій збагачення прораховані заздалегідь, прилади для візуального контролю за ними встановлені, технологічний персонал у ручному режимі встановлює задані значення, що залишаються незмінними до надходження зі складу ЗРС з іншими параметрами. Жодних складних систем автоматичної оптимізації не потрібно, за винятком систем прямої дії для підтримання заданого тиску у водоводах та пульпопроводах або рівня пульпи в зумпфах.

Для чіткого уявлення про можливості підвищення якості концентрату за допомогою автоматизації наявного технологічного устаткування розглянемо схему ланцюга апаратів РЗФ-1. Дроблена руда стрічковими конвеєрами з ДФ подається в бункери РЗФ-1, які оснащені розвантажувальними пристроями. З бункерів дроблена руда системою конвеєрів-живильників подається до млинів І стадії ПК. Оперативний ваговий облік руди, що подається, здійснює оператор пульта керування технологічної ділянки кожні 2 години за показниками ваг, установлених на конвеєрах. Дані показань ваг записуються в журнал затвердженої форми. Далі подрібнення дробленої руди здійснюється в три стадії в кульових млинах, що працюють у замкнутому циклі із класифікуючими апаратами. Живленням першої стадії подрібнення є дроблена магнетитова руда крупністю не більше 12,5% класу +20 мм. Подрібнення здійснюється в шарових млинах МШЦ-3600х5000, що працюють у замкнутому циклі з двоспиральним класифікатором 2КСН-30. Розвантаження млинів надходить у класифікатор, де ділиться на два продукти: піски, які

повертаються на подрібнення та злив, що надходить на І стадію МС. Контроль продуктивності млинів першої стадії подрібнення здійснює машиніст млинів. Масова частка класу $-0,074$ мм у зливі класифікатора від 57% до 68% забезпечується густиною зливу класифікатора від 1500 кг/м^3 до 1600 кг/м^3 , яка підтримується шляхом регулювання подання води у зворотний жолоб класифікатора та зливний жолоб млина. Кількість води, що подається на І стадію ПК, регулює машиніст млинів за допомогою засувки, установлених на трубопроводах. Відповідальність за дотримання водного режиму подрібнення та класифікації також несе машиніст млинів. Контроль густини пульпи здійснює також машиніст млина за допомогою мірного кухля ручним методом.

Слід зазначити, що незалежно від наявності або відсутності АСК відповідальність за дотримання водного та густинного режиму несе машиніст млинів.

Надалі за підтримку рівня пульпи в зумпфах несе відповідальність машиніст насосних установок, за подання води на бризкала та гребінки сепараторів – сепараторник.

За контроль та дотримання густинного режиму відповідальність несе фільтрувальник, за контроль вакуумметричного тиску – машиніст ексгаустера.

Отже, машиніст млинів відповідає за виконання виробничого плану за кількістю та якістю вихідної руди, що переробляється.

Згідно з технологічною інструкцією, працівники РЗФ-1 контролюють 4 рази на зміну масу руди, що подається на подрібнення, густина зливу класифікатора й густина живлення фільтрації. ВТК контролює 4 рази на зміну масову частку заліза загального та заліза магнітного у вихідній ЗРС. Результати контролю ВТК на РЗФ-1 потрапляють не раніше ніж через 2 години. Цей час можна порівняти з часом, за який вихідна ЗРС переробляється в концентрат, тобто ця інформація не є оперативною й лише констатує стан вже минулого технологічного процесу.

На перший погляд, автоматизація усіх агрегатів ТПП: млинів, сепараторів, зумпфів та вакуум-фільтрів – є необхідною. Однак важливо враховувати, що існує оптимальна кількість засобів автоматики, при якій вона є максимально ефективною: при перевищенні цієї кількості вона стає збитковою. Якщо, наприклад, автоматизувати роботу тільки сепараторів, яких на одній секції розміщено 22 одиниці, то масштаби РЗФ потребують автоматизації 132 одиниць агрегатів. Це призводить до висновку, що автоматизація усіх агрегатів секції РЗФ є неефективною. У той же час головна частина секції (І стадія ПК) має бути автоматизована шляхом стабілізації витрати руди, підтримання заданого співвідношення «руда-вода» та витрати води у класифікатор.

Розглянемо, який позитивний ефект може мати подальша автоматизація І стадії ТПП РЗФ-1 ГЗК ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг». Розглядаючи графіки, що характеризують якість виробленого концентрату, можна переконатися, що вміст заліза у концентраті, зазвичай, перевищує мінімально допустимий рівень, тоді як колибність значно перевищує вимоги технічних умов. На наявному устаткуванні та, насамперед, магнітних сепараторах, неможливо збільшити вміст заліза в концентраті. Підтверджує цей висновок детальний розгляд порівняльної характеристики ефективності роботи двох фабрик ГЗК ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» - РЗФ-1, побудованої в 1959 р., та РЗФ-2, побудованої в 1975 р. (додаток В). Слід зазначити, що на РЗФ-2 змонтовано нове, порівняно з РЗФ-1, та більш потужне обладнання, збільшено кількість магнітних сепараторів, а також встановлено додаткові агрегати – 8 дешламаторів, які за попередніми розрахунками мали збільшити видобуток заліза в концентрат не менш, ніж на 1-2%.

Втрати заліза у хвості (параметри роботи РЗФ, які мала поліпшити автоматизація) за магнітним залізом для РЗФ-1 становлять 1,9%, для РЗФ-2 – 1,85%; втрати за загальним залізом для РЗФ-1 становлять 15,5%, для РЗФ-2 – 15,3%.

Отже, доводиться констатувати той факт, що дотепер застосування нового обладнання на ГЗК ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» для автоматизації окремих ділянок технологічного процесу на РЗФ не призвело до покращення показників якості концентрату.

Поданою працею пропонується підхід для розв'язання даної проблеми, що полягає в контролі вмісту заліза в ЗРС на вході секції та керуванні її поданням у млин, що дозволить зменшити коливання заліза в концентраті, а також зменшити втрати заліза за рахунок керування густинними режимами млина та класифікатора залежно від міцності ЗРС.

1.3. Огляд наявних автоматизованих систем керування технологічним процесом подрібнення та їх складових частин

У вітчизняній та зарубіжній практиці переробки залізних руд накопичився певний досвід розроблення систем автоматичного керування технологічними процесами [13-24]. Проведені дослідження стосувались як шляхів досягнення оптимальних параметрів окремих агрегатів та пристроїв I стадії ТПП – кульових млинів [25-29], завиткових живильників [30,31], класифікаторів [32-34] та магнітних сепараторів [35,36], так і охоплювали питання комплексної автоматизації рудозбагачувальних фабрик [37-40].

Як зазначалося раніше, НКГЗК (нинішній ГЗК ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг») був одним із перших ГЗК, які переробляли руду з трьох різних кар'єрів з різними ХМВ, що зумовило необхідність створення на ГЗК лабораторії автоматизації процесів збагачення й згрудкування руд науково-дослідного інституту автоматизації чорної металургії (НДІАчормет). Фахівці лабораторії у праці [41] вказують, що є певні резерви збільшення вилучення заліза в концентрат та зменшення втрат заліза на ГЗК. Крім удосконалення технології та обладнання, ці резерви підвищення якості пов'язані з упровадженням АСК ТПП. Розроблення таких систем залежить від застосування ефективних засобів автоматичного контролю технологічних

процесів. Робота висвітлює розроблення та використання основних вимірювальних пристроїв, необхідних для автоматизації виробничих процесів: подрібнення, класифікації, магнітної сепарації. У роботі виконано аналіз наявних АСК ТПП на ГЗК Кривбасу та зроблено спробу обґрунтувати нові принципи автоматичної оптимізації технологічних процесів на магнітозбагачувальних фабриках. Розглянуто як питання автоматичного контролю ТПП, так і процесу магнітної сепарації, а також проведено аналіз стану та перспективи АК технологічними процесами на РЗФ.

Слід зазначити, що в праці [41] розглядається можливість застосування комбінованої системи оперативного керування блоком «млин-класифікатор» та магнітним сепаратором I стадії МС. Вказується на можливість реалізації запропонованої системи в умовах РЗФ колишнього НКГЗК (нинішнього ГЗК ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»). Для оцінювання ефективності функціонування магнітного сепаратора було обрано критерій Ханкока-Луйкена [37,42]:

$$E_{\text{пп}} = \frac{\gamma_{\text{пп}}(\beta_{\text{пп}} - \alpha)}{\alpha(1 - \alpha)} \rightarrow \max, \quad (1.7)$$

де α – вміст заліза у вихідній руді, %,

$\beta_{\text{пп}}$ – вміст заліза у промпродукті I стадії МС, %,

$\gamma_{\text{пп}}$ – вихід промпродукту I стадії МС, %.

У [41] також запропоновано принцип керування технологічною лінією з використанням густини зливу класифікатора I стадії ТПП залежно від ефективності роботи магнітних сепараторів I стадії МС. Описаний принцип керування дає можливість створювати автоматичні системи, які можуть зв'язуватися з такими технологічними агрегатами та оперативно керувати за даними попередніх процесів, створювати єдині системи керування для певного класу збагачувальних апаратів та визначати мінімально необхідний асортимент пристроїв контролю та керування.

У [11] викладено аналіз результатів теоретичних та експериментальних досліджень з обґрунтування принципів побудови систем оптимального

керування процесами збагачення магнітозбагачувальної фабрики. У праці обґрунтовано вибір критеріїв оптимізації як для всієї технологічної лінії, так і для окремих агрегатів та стадій збагачення. На базі теоретичних та експериментальних досліджень статичних, регулювальних та динамічних характеристик кульових млинів мокрого самоподрібнення обґрунтовано принцип побудови АСК, які самі налаштовуються, подрібнювальними агрегатами перших стадій. Розроблено блок-схеми систем автоматичного керування першою та наступними стадіями подрібнення й магнітної сепарації. Обґрунтовано принцип побудови АСК ТП секції магнітозбагачувальної фабрики. Автор праці [11] вважає, що кінцевою метою АСК ТП лінії збагачення залізної руди є оптимізація техніко-економічних показників. Відповідно до запропонованого ним технологічного критерію:

$$\begin{cases} Q_p \rightarrow \max, \\ \beta_{k2} \leq \beta_k \leq \beta_{k1}, \\ \beta_{xв} \leq \beta_{xв, доп.}, \end{cases} \quad (1.8)$$

де Q_p – продуктивність по руді, що переробляється, т/год;

β_k – якість концентрату, %,

β_{k1}, β_{k2} – максимально та мінімально допустимі межі якості концентрату, %,

$\beta_{xв}$ – втрати магнітного заліза у хвості збагачення, %,

$\beta_{xв, доп.}$ – допустимі втрати магнітного заліза у хвості збагачення, %.

Зазначений критерій означає, що в технологічній лінії доцільно максимізувати продуктивність по руді, що переробляється, одночасно забезпечуючи такі режими збагачення, щоб якість концентрату знаходилась у допустимих межах (як правило, $65\% \leq \beta_k \leq 66\%$), а втрати магнітного заліза у хвості не перевищували допустимих значень ($\beta_{xв, доп.} \approx 1.2\%$).

Відповідно до [43], виконання критерію оптимальності (1.8) відповідає досягненню максимального прибутку всієї РЗФ. Це пояснюється тим, що основні експлуатаційні витрати (на електроенергію, воду, зарплату персоналу тощо) досить мало залежать від продуктивності технологічної лінії.

У той же час автор [11] суперечить собі тим, що у виробничих умовах РЗФ прибуток від концентрату мало залежить від продуктивності технологічної лінії збагачення. Автор показує на прикладі, що навіть при незмінній продуктивності секції зменшення коливання вмісту заліза в концентраті призводить до поліпшення показників роботи як в агломераційному, так і в доменному виробництві.

У праці [44] максимальну увагу приділено блок-схемам АСК магнітним сепаратором I стадії МС. У праці наведено графік залежності якості концентрату (β_k) від якості промпродукту I стадії МС ($\beta_{I_{MC}}$). Визначено коефіцієнт кореляції між цими змінними:

$$r_{\beta_k \beta_{I_{MC}}} = 0,843.$$

Такий тісний зв'язок очевидний навіть без урахування транспортного запізнення між цими змінними (для РЗФ ГЗК ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» 15-20 хвилин). Слід зазначити, що I стадія МС забезпечує 17-18% абсолютного приросту заліза та скидає від 30 до 50% хвостів.

Автор [44] розглядає три можливі варіанти АСК: АСК, що включає два агрегати «млин-класифікатор»; АСК, що включає блок «млин-класифікатор» та магнітний сепаратор I стадії МС; АСК технологічної лінії секції збагачення.

АСК ТП, що функціонують на РЗФ, незважаючи на значну кількість наукових та прикладних розробок, багато в чому не відповідають сучасним вимогам. Проведений аналіз демонструє, що ця ситуація зумовлена недосконалістю наявних підходів, застосовуваних методів, моделей і засобів для АСК ТПП ЗРС [3].

Як показує аналіз упроваджених у виробництво на гірничо-збагачувальних підприємствах способів автоматичного контролю циклом подрібнення ЗРС, у 95% випадків автоматизацію ТПП забезпечують три контури стабілізації: стабілізація витрати руди до млина, стабілізація співвідношення «руда-вода» за допомогою подання води до млина та

стабілізація густини зливу класифікатора поданням додаткової води до класифікатора [45].

Розглянемо позитивні та негативні характеристики найбільш поширених способів АК I стадією ТПП РЗФ.

1. Стабілізація витрати руди. Ця система понад 40 років тому була впроваджена у виробництво та використовується дотепер. Більшість РЗФ за останні десятиріччя відмовилася від запропонованих розробниками підходів та систем забезпечення оптимальної продуктивності вихідної руди через побоювання аварійного перевантаження млина. Це не дозволяє максимізувати продуктивність млинів через можливі прості обладнання при перевантаженні, втрати електроенергії, а також через загрози здоров'ю та життю працівників. На більшості РЗФ Кривбасу планова кількість руди, що переробляється, суворо регламентується технічними інструкціями. Системи стабілізації витрати руди в автоматичному режимі функціонують на більшості РЗФ Кривбасу.

2. Підтримка співвідношення «руда-вода». Цей режим покращує процес подрібнення для млинів з відкритим циклом, оскільки стабілізує густинні режими в млині на заданому рівні. Система є затребуваною та використовується у САР першої стадії подрібнення на більшості РЗФ.

3. Стабілізація густини зливу класифікатора. Наявність цього контуру стабілізації дозволяє підтримувати необхідні густинні режими подальших стадій збагачення, що гарантує стабільну густину при магнітному методі збагачення. Простота контролю густини зливу класифікатора сприяє його використанню при автоматизації I стадії ПК, оскільки він гарантує оптимальний режим роботи I стадії МС [45].

Наявність тісного кореляційного зв'язку між крупністю та густиною зливу класифікатора для ЗРС, а також простота контролю густини зливу у виробничих умовах сприяли поширенню способу регулювання зливу класифікатора за його густиною [46-48]. Проте, практика експлуатації відомих

способів автоматизації циклу подрібнення показує, що стабілізація густини зливу класифікатора не зменшує в ньому коливання вмісту заліза.

Недолік відомих способів автоматичного керування циклом мокрого подрібнення полягає в тому, що вони не розглядаються у зв'язці з наступними операціями збагачення і не враховується факт того, що злив класифікатора є живленням I стадії МС. Коливання вмісту магнітного заліза в зливні класифікатора зумовлює підвищення втрат заліза та призводить до коливань якості концентрату.

За останні 40 років автоматизація технологічного процесу збагачення магнетитових руд поступово рухалася «від загального до окремого». Так, у 80-х роках минулого століття в умовах ПівдГЗК (м. Кривий Ріг) було розроблено багаторівневу структуру керування технологічними підсистемами РЗФ [49]. Реалізація зазначеної роботи була здійснена на базі змонтованого на РЗФ ПівдГЗК обчислювального комплексу. Ідея роботи полягала в керуванні динамікою технологічного процесу переробки ЗРС у концентрат шляхом вибору такого вектора керівних впливів у технологічних підсистемах за інформацією датчиків із використанням методів перешкодозахищеної ідентифікації та ситуаційної діагностики, який дозволив би мінімізувати коливання вмісту загального заліза в концентраті до заданих значень у темпі з процесом, компенсувати збурення, яке неможливо спостерігати, та забезпечити узгоджену роботу технологічних стадій та ліній РЗФ [49]. Протягом п'ятирічного терміну експлуатації цієї системи виявилася недоцільність керування процесом збагачення декількома секціями фабрики через нестачу засобів контролю параметрів великої кількості обладнання та його різного стану і, що найважливіше, через низький коефіцієнт детермінації між входом та виходом (R^2), який не перевищує 0,5.

Як результат – за останні 40 років на ГЗК України не було спроб створення АСК ТП РЗФ.

У процесі експлуатації вищеописаної системи було здійснено спробу створення АСК ТП секції [50]. Автор праці [50] встановив, що переважна

більшість реальних систем керування синтезується на основі найпростіших одноконтурних лінійних регуляторів, досвід використання яких показав їх низьку ефективність та якість регулювання, що спричинені значним часом запізнення, дрейфом параметрів об'єкта регулювання, неоптимальністю вибраних жорстко фіксованих налаштувань регуляторів та взаємним впливом контурів. У зв'язку з цим актуальними подавалися завдання синтезу адаптивних систем і алгоритмів керування процесами подрібнення і класифікації, інваріантних змінним статичним і динамічним властивостям об'єкта регулювання, характеристикам перероблюваної сировини, стану технологічного обладнання. Був розроблений технологічно оптимальний спосіб керування процесами подрібнення та класифікації першої стадії, багатозв'язної адаптивної системи керування замкнутим циклом подрібнення на базі модифікованих методів ідентифікації та розвинених алгоритмів безпошукової адаптації та діагностики, що дозволяє підтримувати оптимальні за ступенем стійкості характеристики перехідних процесів, що забезпечують підвищення продуктивності циклу, стабілізацію крупності готового продукту, виключення аномальних режимів роботи та зниження питомих енерговитрат [50]. Отже, спроба створення АСК ТП секції зрештою звелася до створення адаптивної системи керування процесами подрібнення та класифікації.

Як вказувалося раніше в [45], у 95% випадків автоматизація секції збагачення зводилася до роботи підсистем – стабілізації витрати руди, стабілізації співвідношення "руда-вода" та стабілізації густини зливу класифікатора. Проте, з погіршенням сировинної бази ГЗК, підприємства змушені були переходити на переробку руд із різними ХМВ. Ефективність роботи систем стабілізації знизилася. РЗФ України не були підготовлені до усереднення руд на складах і змушені були працювати «з коліс». Як зазначалося раніше, доставка руди до дробарок здійснюється 100-тонними думпкарами або самоскидами. ГЗК мали значні втрати вартості концентрату через збільшення коливання в ньому магнітного заліза. В умовах ГЗК

«АрселорМіттал Кривий Ріг» існувало два способи зниження коливання заліза в концентраті – усереднення руди на складі або зміна технології збагачення.

У праці [3] було обрано шлях автоматизації не РЗФ, секції чи I стадії ПК, а автоматизації роботи кульового млина. Автор праці зазначає, що вирішення цього питання призведе до зменшення споживання електроенергії, куль та футерування в процесі подрібнення, збільшення продуктивності роботи кульових млинів та підвищення якості концентрату [3].

Колективи співробітників РЗФ ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг», Криворізького національного університету та ТОВ «Рудпромгеофізика» запатентували спосіб автоматичного керування одностадійним циклом мокрого подрібнення магнетитової руди [51]. Метою запропонованого способу є стабілізація вмісту заліза магнітного в зливі класифікатора шляхом корекції заданої витрати руди до млина залежно від відхилення поточного значення вмісту магнітного заліза у вихідній ЗРС від його заданого значення при стабілізації на заданому рівні співвідношення «руда – вода» до млина та густина злива класифікатора. Пропонований спосіб автоматичного керування одностадійним циклом мокрого подрібнення магнетитових руд включає стабілізацію планової витрати вихідної ЗРС з плановим вмістом магнітного заліза зміною подання ЗРС у млин, стабілізацію заданого співвідношення «руда-вода» в млині зміною подання води в млин і стабілізацію заданої густини зливу класифікатора поданням додаткової води у класифікатор. При цьому додатково вимірюють поточний вміст заліза магнітного у вихідній ЗРС, порівнюють його із заданим значенням і коригують задане значення витрати ЗРС до млина залежно від величини відхилення поточного вмісту магнітного заліза у вихідній ЗРС від заданого – при відхиленні поточного значення від заданого в бік збільшення задане значення витрати ЗРС зменшують, а при його відхиленні у бік зменшення – збільшують, при цьому величина скоригованої витрати руди визначається згідно з формулою

$$Q_{\text{ск}} = Q_{\text{з}} \frac{Fe_{\text{м.з.}}}{Fe_{\text{м.п.}}} \quad (1.9)$$

де $Q_{ск}$ – скориговане значення витрати вихідної ЗРС до млина, т/год,

Q_3 – задане значення витрати вихідної ЗРС до млина, т/год,

$Fe_{м.з.}$ – задане значення вмісту заліза магнітного у вихідній ЗРС, %,

$Fe_{м.п.}$ – планове значення вмісту заліза магнітного у вихідній ЗРС, %.

Функціональну схему запропонованого способу зображено на рис. 1.6.

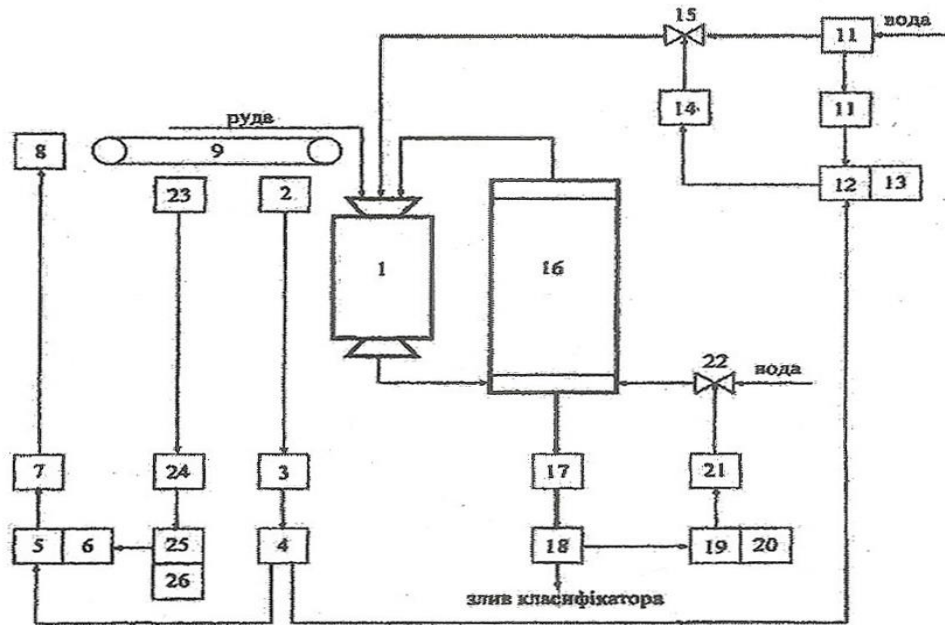


Рис. 1.6. Функціональна схема способу АК одностадійним циклом мокрого подрібнення магнетитової руди:

1 – кульовий млин; 2 – датчик витрати руди у млин; 3,11,18,24 – вторинний прилад; 4 – роздільник сигналу; 5,12,19 – регулятор; 6,13,20 – задатчики; 7 – блок керування двигуном; 8 – двигун; 9 – живильник; 10 – витратомір води; 14,21 – виконавчий механізм гідрозасувки; 15,22 – гідрозасувка; 16 – класифікатор; 17 – вимірювач густини; 23 – датчик поточного вмісту магнітного заліза; 25 – вузол порівняння; 26 – задатчик планового вмісту магнітного заліза в ЗРС; 27 – завантажувальний бункер

Основним недоліком описаної системи, як і всіх раніше впроваджуваних АСК I стадією ПК, є відсутність контролю результатів їх роботи – контролю вмісту заліза на виході I стадії МС.

Одне із завдань дисертаційної праці – запропонувати технічне рішення для зниження коливності вмісту заліза в концентраті РЗФ і зниження втрат заліза у хвості збагачення за рахунок керування процесом переробки ЗРС з урахуванням оперативної інформації про ХМВ ЗРС. Технічні рішення зазначених завдань засновані на реально застосовуваних у виробничих умовах пристроях та приладах, працездатність яких перевірена в умовах РЗФ-1 «АрселорМіттал Кривий Ріг» та інших ГЗК України.

1.4. Огляд сучасних методів та засобів контролю хіміко-мінералогічних властивостей залізорудної сировини

Для керування процесом подрібнення та класифікації ЗРС в умовах РЗФ необхідно володіти інформацією про його речовинний склад та ХМВ.

Сучасні методи для вирішення зазначеного завдання групують відповідно до характеру явищ, що використовуються: фізичні, оптичні, фізико-хімічні, магнітометричні, ультразвукові, ядерно-фізичні (рис. 1.7).

Проаналізуємо кожен із зазначених методів.

1. Фізичні методи визначення речовинного складу базуються на використанні параметрів тиску, теплопровідності, в'язкості. Для визначення складу пульпи або твердої речовини використовується метод парціальних тисків, заснований на порівнянні тисків, що впливають на зразок, що досліджується, і на еталонну рідину. Термокондуктометричний метод полягає в аналізі зміни теплопровідності суміші залежно від концентрації компонентів у ній. Своєю чергою, віскозиметричний метод базується на визначенні частоти коливань густини досліджуваного середовища залежно від співвідношення вмісту компонентів.

2. Оптичні методи ґрунтуються на визначенні параметрів світлового потоку, оцінюванні спектра випромінювання досліджуваного зразка, використовують явище люмінесценції. Фотометричний метод дозволяє визначати речовинний склад проби шляхом дослідження взаємодії світлового

поток з речовиною, що опромінюється. Взаємодія випромінювання досліджуваної проби з оптичним випромінюванням зовнішнього джерела є основою спектрометричного методу. Люмінесцентний метод полягає у використанні ефекту нетеплового світіння речовини, що виникає в результаті опромінення рентгенівськими, ультрафіолетовими або іншими променями.

3. Фізико-хімічні методи контролю речовинного складу полягають у визначенні зміни електропровідності контрольованої речовини залежно від масової частки компонента в розчині (кондуктометричний метод), реєстрації зміни різниці потенціалів між електродами залежно від зміни концентрації досліджуваного компонента в пробі (потенціометричний метод), в інтерпретації графіка "сила струму - напруга", одержуваного в результаті електролізу контрольованого розчину за допомогою електродів (полярографічний метод). Також використовуються хімічно оброблені стрічки, що змінюють свої властивості під впливом контрольованого компонента (прозорість, колір, електропровідність). Колориметричний метод дозволяє визначити концентрацію досліджуваної речовини поглинання світлового потоку розчином проби.

У той же час використання описаних методів в умовах РЗФ є недоцільним через великі витрати часу, необхідного для проведення аналізів [52]. Це зумовлює необхідність використання інструментальних методів контролю речовинного складу.

Сучасні методи оперативного контролю хіміко-мінералогічних характеристик ЗРС, що набули поширення на підприємствах, які спеціалізуються на збагаченні залізної руди, можна розділити на три типи: ядерно-фізичний, заснований на взаємодії гамма-випромінювання з гірською масою, що опромінюється; магнітометричний, який використовує зміну відносної магнітної проникності при взаємодії з магнітним залізом; ультразвуковий, що базується на зміні поширення ультразвукових хвиль у досліджуваному матеріалі.



Рис. 1.7. Методи визначення речовинного складу ЗПС та його хіміко-мінералогічних характеристик

Проведемо аналіз кожного з цих методів.

1. Магнітометричний метод ґрунтується на використанні взаємозв'язку між вмістом магнітного заліза в ЗПС та величиною його магнітної сприйнятливості. Цей метод дозволяє визначати вміст магнітного заліза у досліджуваній масі [53,54], проте при його використанні відсутня можливість отримання даних про вміст загального заліза.

2. Ультразвуковий метод контролю, заснований на вимірюванні параметрів процесів ультразвукових об'ємних та поверхневих хвиль, а також високоенергетичного ультразвуку в рідких та твердих середовищах, широко застосовується у гірничому виробництві [55-57]. Однак цей метод досить критичний до гранулометричного складу досліджуваного середовища, тому застосування його для контролю якості подрібненої руди досить складно.

3. Ядерно-фізичний метод контролю хіміко-мінералогічного складу мінеральної сировини заснований на ефекті взаємодії іонізуючого випромінювання з речовиною гірських порід і руд [58-60]. Речовинний склад руд і його густина мають значний вплив на інтенсивність іонізуючого потоку. Сила кореляційного зв'язку між вищевказаними факторами залежить,

насамперед, від кількості компонентів, їх відсоткового вмісту в руді та атомного номера. Якщо в руді є заважаючі компоненти з великими атомними номерами, вміст яких можна порівняти з вмістом заліза, то має місце слабкий кореляційний зв'язок між густиною та вмістом корисного компонента [1].

Можна зробити висновок, що ЯФМ контролю вмісту заліза в ЗРС є одним із найбільш перспективних для вирішення завдання контролю вмісту заліза в сировині в умовах РЗФ, проте точність його не є достатньою для оперативного контролю речовинного складу вихідної ЗРС РЗФ. У зв'язку з цим розвиток ЯФМ контролю хіміко-мінералогічних характеристик ЗРС та підвищення його точності є важливим та актуальним науковим завданням [61]. У той же час важливість МММ контролю полягає в можливості контролю саме магнітного заліза в ЗРС.

Що стосується засобів визначення ХМВ ЗРС із використанням ЯФМ та МММ, то сьогодні існує низка вітчизняних та зарубіжних розробок.

У проблемно-галузевій науково-дослідній лабораторії Міністерства промислової політики України при КНУ під керівництвом проф. Азаряна А. А. досліджуються проблеми оперативного контролю якості ЗРС. Зокрема, розроблено низку пристроїв та систем, спрямованих на експресне визначення вмісту заліза в ЗРС, що переробляється на ГЗК низки вітчизняних підприємств. Найбільш наближені до вирішення поставлених завдань описано нижче.

Пристрій ДЖМ-4 [62,63] призначений для експресного визначення масової частки магнітного заліза в пробах подрібненого рудного матеріалу й може бути використаний в умовах гірничодобувних та гірничопереробних підприємств для експрес-аналізу якості шламу, вихідної руди, промпродукту, концентрату, хвостів, проб матеріалу зі зливу класифікатора (рис. 1.8).

Визначення вмісту магнітного заліза у відібраних пробах руди здійснюється за допомогою магнітометричного методу. Прилад складається з генератора, з'єданого з соленоїдом перетворювача, індуктивність якого змінюється залежно від магнітних властивостей проби, що досліджується.

Зміст магнітного заліза в пробі вимірюється з допомогою зміни частоти коливань імпульсів генератора на його виході.

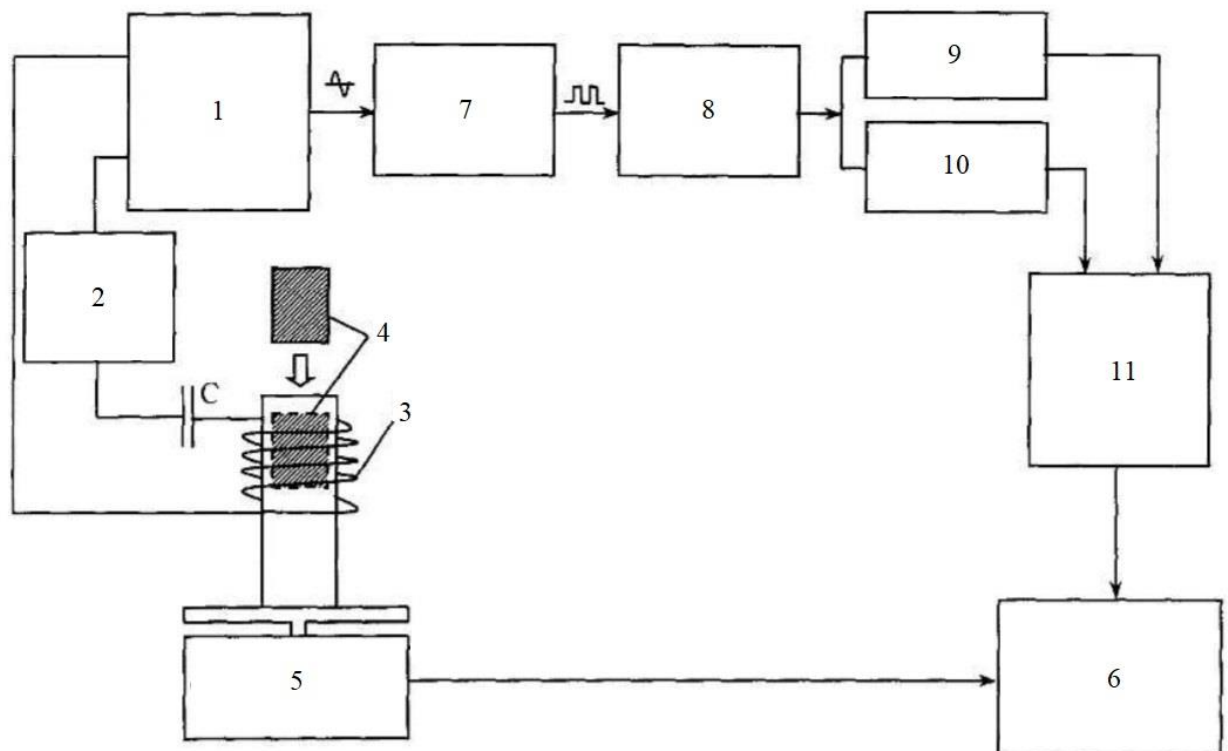


Рис. 1.8. Функціональна схема системи ДЖМ-4

1 – генератор; 2 – стабілізатор струму; 3 – соленоїд індуктивного перетворювача; 4 – проба; 5 – датчик насипної маси; 6 – вимірювальний елемент; 7 – формувач; 8 – вимірювач періоду імпульсів; 9,10 – блоки пам'яті для зберігання періоду імпульсів генератора з порожнім та заповненим пробой соленоїдом; 11 – обчислювальний блок

Пристрій дозволяє визначати вміст магнітного заліза в гірській масі, але потребує попереднього відбору проб (тобто відсутня можливість безперервного контролю на конвеєрній стрічці). Також не передбачено можливості визначення міцності вихідної сировини.

Система НАКС-ПК [64-65] призначена для оперативного контролю вмісту загального заліза за допомогою селективного гамма-гамма методу та визначення маси мінеральної сировини на різних технологічних стадіях її

переробки. Вона застосовується на підприємствах, що видобувають та переробляють мінеральну сировину, де потрібний безперервний контроль якості та кількості рудного матеріалу на конвеєрній стрічці. Функціональну схему системи НАКС-ПК зображено на рис. 1.9.

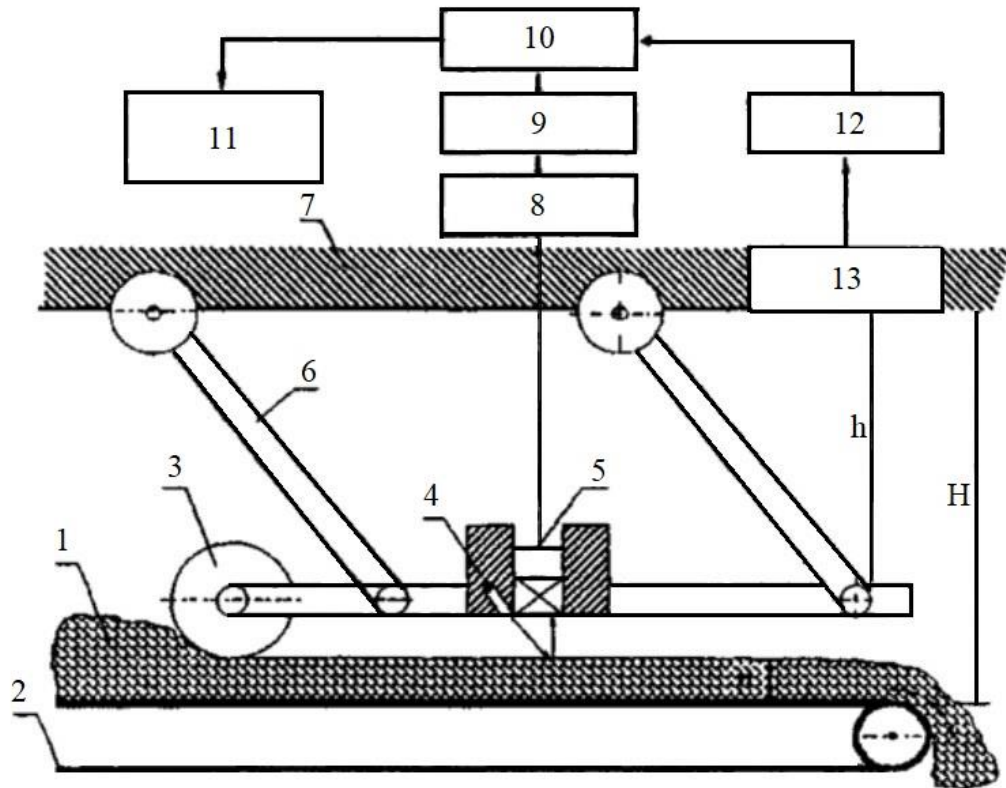


Рис. 1.9. Функціональна схема системи НАКС-ПК

1 – гірська маса; 2 – конвеєр; 3 – розрівнювальний ролик;
 4 – джерело гамма-квантів; 5 – гамма-детектор; 6 – підвісна рама; 7 – балка;
 8 – підсилювач; 9 – нормалізатор; 10 – мікроЕОМ; 11 – реєструючий пристрій; 12 – перетворювач «напруга-час»; 13 – датчик рівня

Система побудована за принципом локальної ІВС з центральним інформаційним пристроєм (сервером), у ролі якого використовується персональний комп'ютер, та периферійними пристроями – абонентськими пунктами. Контроль вмісту корисного компонента здійснюється підвісною частиною системи, де встановлено джерело й детектор гамма-квантів. Система періодично вимірює інтенсивність обернено розсіяного гірською масою

потокa гамма-квантів, і за її величиною визначається вміст корисного компонента в мінеральній сировині. Крім того, за допомогою підвісної частини системи здійснюється розрівнювання шару гірської маси на конвеєрній стрічці, проводиться вимірювання товщини цього шару й автоматично задається тривалість вимірів обернено розсіяних гамма-квантів пропорційно масі руди, що знаходиться в зоні контролю.

У праці [67] запропоновано методологію побудови автоматизованих систем безперервного оперативного технологічного контролю в потоці повного речовинного складу ЗРС. Відповідно до цього підходу, вміст усієї заданої множини компонентів руди розраховується за виміряними значеннями вмісту корисного компонента й заданого масиву статистик вмісту всієї множини компонентів для цього технологічного різновиду руди. Масив статистик для заданого різновиду руди містить початкові та коригувальні статистики. Розмір масиву початкових статистик визначається як математичне сподівання періоду флуктуацій якісного складу контрольованого типу руди та періоду зміни вмісту домінуючого компонента. Робочий розмір корекційних статистик є змінною величиною та автоматично формується системою у процесі її функціонування [68].

Із зарубіжних розробок слід виділити систему SOLAS, створену німецькою компанією APC Analytics [69]. Система SOLAS здійснює аналіз руди методом енергодисперсійної рентгенівської спектроскопії. Метод полягає в тому, що під впливом рентгенівських променів атоми досліджуваного зразка збуджуються, випромінюючи характерне для кожного хімічного елемента рентгенівське випромінювання. Енергетичний спектр такого випромінювання характеризує якісний і кількісний склад проби та дозволяє визначати вміст заліза й домішок у вихідній руді. Система SOLAS є аналізатором, що складається з декількох механічних, пневматичних та електронних пристроїв, інтегрованих у єдину систему, розміщену в контейнері (рис. 1.10).

Вона виконує пневматичний відбір проб з конвеєрної стрічки, пневматичне передання, подрібнення проби та аналіз її методом енергодисперсійної рентгенівської спектроскопії, а також дозволяє віддалено стежити за коливаннями якості вихідної руди та змінювати частоту відбору проб.

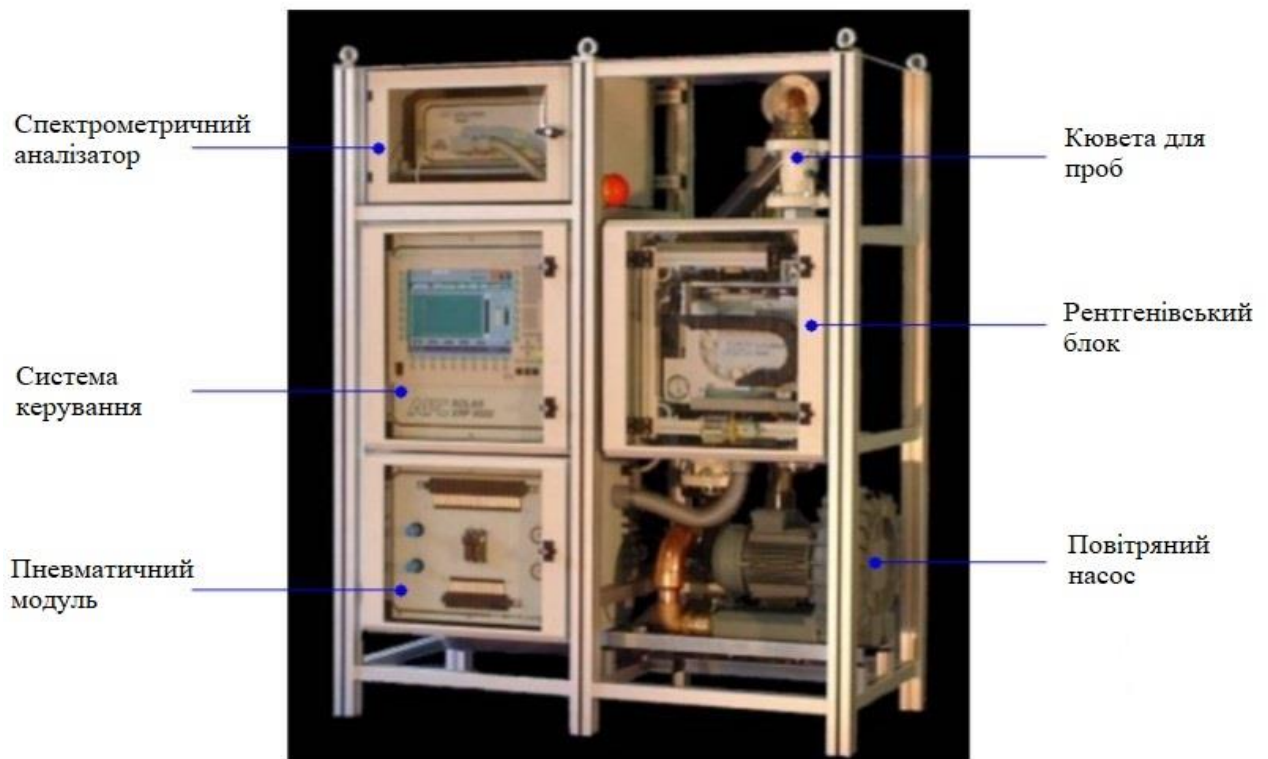


Рис. 1.10. Зовнішній вигляд системи SOLAS

Система SOLAS визначає якісний склад проби, але не здійснює безпосереднього аналізу її характеристик міцності. Крім того, велика вартість системи не дозволяє розглядати її впровадження на вітчизняних ГЗК.

1.5. Постановка завдань досліджень

Аналіз науково-технічної літератури та наявних рішень АК ТПП показав, що питанню контролю ХМВ ЗРС приділяється недостатня увага. Ситуація ускладнюється ще й тим, що разом із суттєвими коливаннями заліза

в ЗРС, що надходить на РЗФ, спостерігаються також і коливання характеристик міцності ЗРС, що негативно впливає на ефективність процесу І стадії ПК. Це зумовлює як переподрібнення ЗРС, що веде до утворення шламів у зливні класифікатора, так і недоподрібнення, що призводить до збільшення циркуляційного навантаження. В обох випадках це призводить до підвищення енергоємності ТПП.

Для оптимізації технології контролю якості ЗРС необхідно встановити кореляційний зв'язок між вмістом заліза в ЗРС і її характеристиками міцності, забезпечити контроль вмісту заліза в ЗРС і підвищити його точність за допомогою синергії ЯФМ і МММ.

Отже, для розроблення ІВС оперативного контролю ХМВ ЗРС ТПП РЗФ необхідно вирішити такі завдання:

- проаналізувати ХМВ ЗРС, що надходить на І стадію ТПП РЗФ-1 ГЗК «АрселорМіттал Кривий Ріг»;
- дослідити залежності між міцнісними характеристиками ЗРС та вмістом у ній загального заліза;
- здійснити математичне моделювання взаємодії гамма-випромінювання із ЗРС з метою визначення оптимальних параметрів для контролю вмісту заліза у дробленій ЗРС;
- провести експериментальні дослідження залежностей інтенсивностей розсіяного та поглиненого гамма-випромінювання подрібненою ЗРС від вмісту загального заліза в ній;
- розробити ІВС оперативного контролю ХМВ ЗРС І стадії ТПП із застосуванням ЯФМ та МММ;
- створити математичну модель І стадії ТПП РЗФ;
- розробити АСК І стадією ТПП на базі застосування ЯФМ та МММ для оптимального подрібнення з урахуванням ХМВ ЗРС для підвищення якості концентрату та зниження втрат заліза у хвості збагачення.

Послідовність розв'язання поставлених завдань представлена структурною схемою (рис. 1.11).

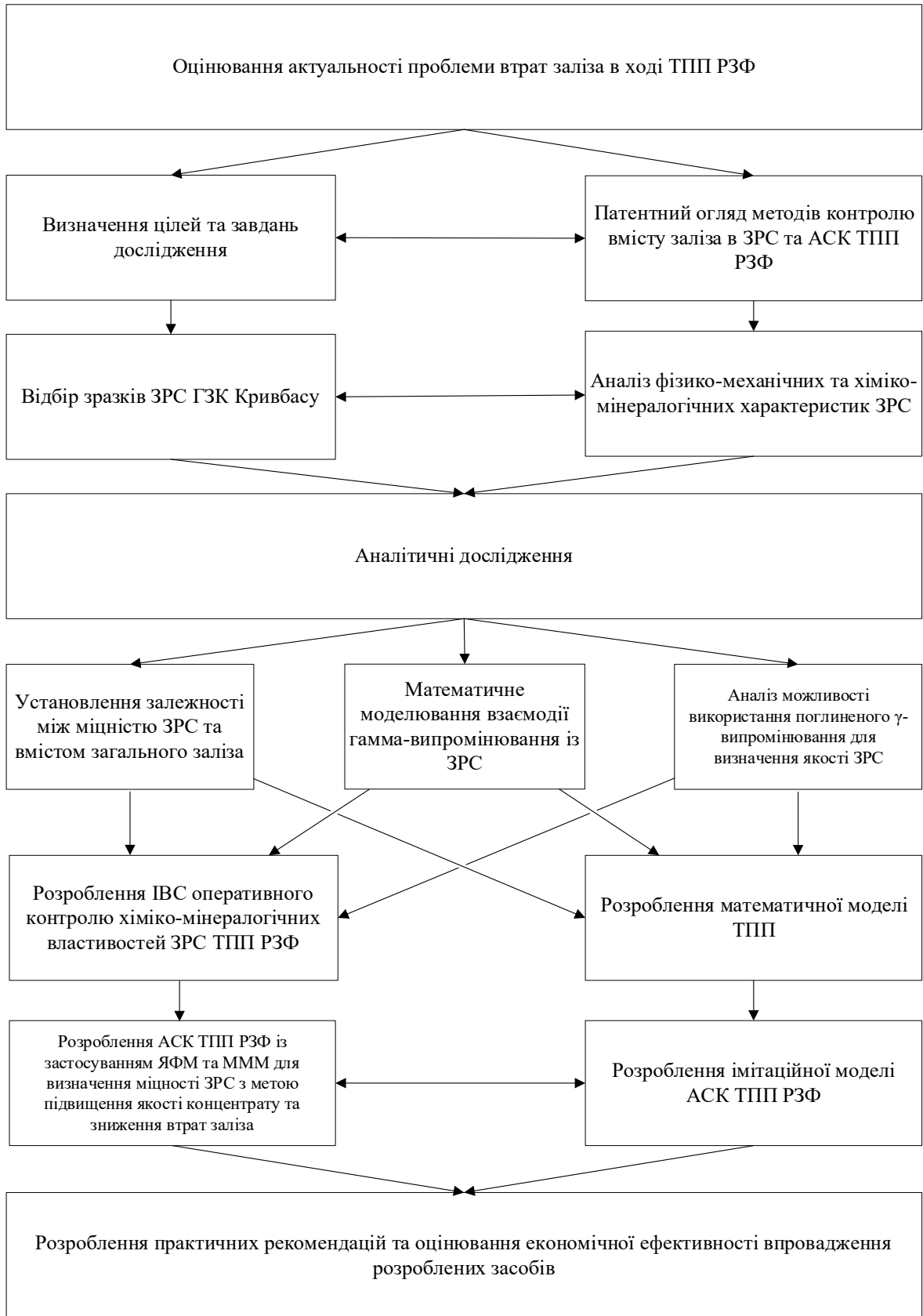


Рис. 1.11. Структурна схема дисертаційної праці

Висновки до розділу 1

Виконаний аналіз існуючих методів і засобів автоматизованого керування ТПП залізистих кварцитів дозволяє зробити наступні висновки:

1. При аналізі сучасних систем автоматизації ТПП визначено причини фактичної непрацездатності більшості з них. Вони полягають у тому, що в переважній більшості систем керування ТПП ґрунтується на характеристиках промпродукту на ділянках технологічного ланцюга після подрібнювальної установки (злив класифікатора, вміст заліза у хвостах) без урахування часу циркуляції частини вихідної руди (піски), яка повертається на доподрібнення до млина. Час запізнення становить 15-20 хвилин. Отже, отримані дані характеризують минулий етап виробництва та не дозволяють формувати керівні впливи з урахуванням поточних характеристик вихідної руди.

2. Більшість систем автоматизації РЗФ керує процесом подрібнення на основі планових завдань по вихідній руді (т/годину, т/добу) без урахування стохастичності ХМВ руди в живленні I стадії ПК, що унеможливорює ефективне керування цим процесом в умовах мінливості властивостей вихідної ЗРС.

3. Сучасні АСК ТПП не можуть забезпечити необхідну якість керування ТПП, що пояснюється відсутністю ІВС, побудованих з використанням пристроїв, які дають можливість постачати достовірну, безперервну інформацію в реальному масштабі часу про стан ТПП на базі НІТ із залученням ПК і телекомунікаційних засобів.

4. Огляд засобів, які використовують ЯФМ та МММ, показав можливість та перспективність їх застосування для оцінювання стану ТПП з метою побудови ІВС АСК ТПП, що сприяє покращенню інформаційного забезпечення I стадії ТПП ЗРС в умовах РЗФ.

Основні результати цього розділу опубліковано в праці [70].

РОЗДІЛ 2

МОДЕЛЮВАННЯ І СТАДІЇ ТЕХНОЛОГІЧНОГО ПРОЦЕСУ ПОДРІБНЕННЯ ЯК СКЛАДНОГО ОБ'ЄКТА КЕРУВАННЯ ТА ВИЗНАЧЕННЯ ШЛЯХІВ КОНТРОЛЮ ХІМІКО-МІНЕРАЛОГІЧНИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ ЗАЛІЗОРУДНОЇ СИРОВИНИ

2.1. Розроблення математичної моделі І стадії технологічного процесу подрібнення

Сучасний етап розвитку НІТ характеризується широким упровадженням в ІВС І стадії ТПП приладів і пристроїв, що дозволяють за допомогою комп'ютерних технологій реалізувати різноманітні алгоритми керування ТПП. Особливе місце при реалізації алгоритмів керування посідають пристрої, що використовують ЯФМ та МММ взаємодії з ЗРС для визначення її хіміко-мінералогічних характеристик, оскільки це дозволяє суттєво підвищити інформативність ТПП.

Аналіз І стадії ТПП як об'єкта керування дозволяє віднести його до категорії складних об'єктів. Дійсно, І стадії ТПП притаманні риси, характерні складній системі. Насамперед, необхідно відзначити відсутність математичного опису І стадії ТПП та необхідність у ньому. Простим об'єктом можна керувати без його математичного опису, реалізуючи принцип зворотного зв'язку, спираючись, наприклад, на методи нечіткої логіки [71]. Однак, вимога точності керування призводить до такого твердження: якщо є потреба керувати складним об'єктом із використанням формальних методів, то доведеться створити його математичну модель.

Нестаціонарність І стадії ТПП природно впливає із його складності. Ця характеристика проявляється у дрейфі його показників, у зміні його стану, тобто в еволюції в часі. Наслідком нестаціонарності І стадії ТПП є невідтворюваність експериментів. Виявляється це у різній реакції об'єкта на одну й ту ж ситуацію при керуванні в різні моменти часу. Складний об'єкт

постійно змінюється, що потрібно враховувати при розробленні моделі I стадії ТПП шляхом її корекції.

Зазначені особливості I стадії ТПП як складного об'єкта призводять до того, що мета керування повною мірою ніколи не досягається. Дійсно, для синтезу керування потрібен час, протягом якого I стадія ТПП змінюється непередбачуваним чином, у результаті чого це керування, з великою ймовірністю, не призведе до бажаного результату. Ефективним способом боротьби з перерахованими властивостями I стадії ТПП є екстраполяція його поведінки, тобто з'ясування спрямування еволюції. У цьому разі керівна дія наноситься з упередженням з урахуванням поміченої зміни стану, наприклад, за допомогою математичної моделі. Інший спосіб полягає в скороченні циклу керування, щоб за час синтезу керування об'єкт суттєво не міг змінитися.

Зазначені особливості I стадії ТПП вказують на необхідність створення його математичної моделі з метою синтезу керування. Тільки за допомогою моделі I стадії ТПП можна збудувати керування, що переводить I стадію ТПП у необхідний (цільовий) стан. Без моделі процес керування можна реалізувати лише методом спроб і помилок, що є неприйнятним при керуванні I стадією ТПП РЗФ, так як вимагає дуже багато витрат часу та коштів, і змушує піддавати I стадію ТПП хибним діям.

Під моделлю ТПП природно розуміти залежність, яка пов'язує вихідну змінну з його входами – некерованими й керованими

$$\vec{Y} = F(\vec{X}, \vec{U}, \vec{E}), \quad (2.1)$$

де $\vec{Y}$ – вектор вихідних змінних,

$\vec{X}$ – вектор некерованих вхідних змінних (доступних для вимірювання або спостереження),

$\vec{U}$ – вектор керованих вхідних змінних,

$\vec{E}$ – вектор неконтрольованих збурень.

У загальному випадку модель (2.1) визначається деяким алгоритмом, який вказує, як, володіючи інформацією про вхідні змінні $\vec{X}$ та $\vec{U}$, визначити вихідну змінну $\vec{Y}$, не звертаючись до реального об'єкта.

На підставі проведеного системного аналізу I стадії ТПП було встановлено, що для оптимального керування I стадією ТПП на секції РЗФ необхідно враховувати низку змінних, які можна представити у вигляді вектора стану системи [72]

$$\vec{Z} = (\alpha, f, w, d, Q_p, B_m, Z_1, Z_2, Z_3, g, \rho_{cl}, \rho_{sl}, \beta_{пп}, \beta_{хв}, \gamma_{пп}, \epsilon_{пп}), \quad (2.2)$$

де α – вміст заліза в ЗРС (залізо загальне та магнітне), %,

K – міцність ЗРС, бали,

w – вологість ЗРС, %,

d – середня крупність ЗРС після дроблення за вмістом класу -20мм, мм,

Q_p – витрати ЗРС у млин, т/год,

B_m – витрати води в млин, м³/год,

Z_1 – зношення футерівки, %,

Z_2 – зношення шарів у млині, %,

Z_3 – витрати електроенергії, кВт/год,

g – гранулометричний склад на зливі класифікатора, мм,

ρ_{cl} – густина пульпи на зливі класифікатора, кг/м³,

$\beta_{пп}$ – вміст загального заліза в промпродукті, %,

$\beta_{хв}$ – втрати загального заліза у хвості збагачення, %,

$\gamma_{пп}$ – вихід загального заліза, %,

$\epsilon_{пп}$ – видобуток заліза, %.

Виділивши в (2.2) вектор некерованих вхідних змінних

$$\vec{X} = (\alpha, f, w, d), \quad (2.3)$$

вектор керованих вхідних змінних

$$\vec{U} = (Q_p, B_m), \quad (2.4)$$

вектор неконтрольованих збурень

$$\vec{E} = (Z_1, Z_2, Z_3) \quad (2.5)$$

і вектор вихідних змінних

$$\vec{Y} = (g, \rho_{\text{сл}}, \beta_{\text{пп}}, \beta_{\text{хв}}, \gamma_{\text{пп}}, \varepsilon_{\text{пп}}). \quad (2.6)$$

отримуємо модель I стадії ТПП як об'єкта керування у вигляді (2.1).

Процес синтезу моделі ТПП можна розділити на два етапи.

Перший етап – це структурний синтез моделі. На цьому етапі визначається вид залежності (2.1) без урахування значень її параметрів. Для конкретизації розглянутого підходу потрібно «розщепити» модель (2.1) на її структуру St і параметри $\vec{C}$, тобто представимо модель у вигляді пари

$$F = \langle St, \vec{C} \rangle, \quad (2.7)$$

де $\vec{C} = (c_1, c_2, \dots, c_l)$ – вектор параметрів моделі.

На етапі структурного аналізу визначається структура St моделі, конкретними величинами параметрів $\vec{C}$ не цікавляться. Під структурою зазвичай прийнято розуміти вид елементів, з яких складається об'єкт, і відношення між ними. Структура моделі об'єкта керування може відрізнятися залежно від мети управління. Існує багато різноманітних структур моделей об'єкта керування. Лінійність, статичність, детермінованість є структурними категоріями. При виборі структури моделі ТПП необхідно враховувати особливості протікання цього технологічного процесу. Перш за все, структуру моделі ТПП необхідно вибрати такою, щоб вона була структурно стійка при випадкових збуреннях змінних, що визначається як «м'яка» математична модель. Крім того, ця структура повинна мати можливість додавання нових змінних і усунення старих змінних. Це пов'язано з тим, що в міру використання моделі можуть з'являтися нові прилади та пристрої, які будуть надавати додаткову корисну інформацію про стан I стадії ТПП РЗФ. Разом із тим, досвід використання моделі дозволить виключити застарілі прилади, інформація від яких не відповідає необхідним вимогам при керуванні. Треба також урахувати, що змінні I стадії ТПП є додатними величинами. І нарешті, необхідно врахувати, що I стадія ТПП є квазістатичним об'єктом керування, тобто при

керуванні перехідними режимами можна знехтувати, представляючи динаміку у вигляді запізнювань. З огляду на зазначені вище особливості I стадії ТПП, структуру математичної моделі I стадії ТПП РЗФ у скалярному вигляді доцільно задати у вигляді

$$y(t) = y_0(t) \cdot \varepsilon \cdot \prod_{i=1}^N x_i(t - \tau_i)^{a_i}, \quad (2.8)$$

де $y(t)$ – вихідна змінна в момент часу t ,

$x_i(t - \tau_i)$ – вхідні змінні в момент часу $t - \tau_i$, $i = 1, \dots, N$,

τ_i – запізнювання змінної x_i відносно вихідної змінної,

$y_0(t), a_i, (i = 1, 2, \dots, N)$ – параметри,

ε – неконтрольоване збурення.

Необхідно відзначити, що до складу вхідних змінних у формулі (2.8) входять як керовані, так і некеровані змінні, які визначаються формулами (2.3) і (2.4). Відповідно до формули (2.6), вихідні змінні утворюють вектор, тому в якості скалярної вихідної змінної (2.8) можна взяти будь-яку з координат цього вектора. Щодо параметрів, то необхідно зробити таке зауваження. Параметр $y_0(t)$ визначає оцінку стану I стадії ТПП у момент часу t , особливістю якого є врахування неконтрольованих збурень. Своєю чергою, параметри $a_i, (i = 1, 2, \dots, N)$ виступають як коефіцієнти чутливості вхідних змінних $x_1, x_2, \dots, x_N$ відносно вихідної змінної y . Важливо підкреслити, що структура моделі (2.8) дозволяє додавати, якщо це необхідно, нові вхідні змінні, або прибирати старі вхідні змінні, якщо вони виявилися непотрібними. Отже, на етапі структурного аналізу визначається лише вигляд і характер моделі, а її параметри $y_0(t), a_i, (i = 1, 2, \dots, N)$, а також величини запізнень $\tau_i, (i = 1, 2, \dots, N)$ знаходяться на наступному етапі ідентифікації параметрів моделі I стадії ТПП. Цей етап пов'язаний із визначенням чисельних величин параметрів, включаючи величини запізнень у режимі нормального функціонування I стадії ТПП, тобто без організації спеціальних керівних впливів на об'єкт, що часто визначається як пасивний експеримент [73]. Вихідною інформацією для ідентифікації є структура (2.8) і спостереження за поведінкою входу $X(t)$ та виходу $Y(t)$. Отже, пара

$$\langle X(t), Y(t) \rangle \quad (2.9)$$

є джерелом інформації при ідентифікації.

Важливо підкреслити, що ідентифікація полягає в умінні пасивно спостерігати, не втручаючись у перебіг процесу, бо будь-яке втручання спотворює природний хід спостережуваного явища. Більш того, результати експерименту деяким чином зумовлюються його цілями. Необхідність пасивного спостереження пов'язана ще з тим, що часто складні об'єкти не дозволяють експериментів з ними. У той же час для з'ясування залежності виходу об'єкта від керованих входів необхідно спеціально їх змінювати. Однак, з огляду на те, що складний об'єкт «нетерпимий» до експериментів, які порушують режим його нормального функціонування, їх слід проводити, мінімально збурюючи об'єкт, але так, щоб отримати при цьому максимальну інформацію про вплив варійованих параметрів на вихід об'єкта. Для цього реалізується планування експериментів, зміст яких полягає в синтезі плану експерименту, що дозволяє з максимальною ефективністю визначити необхідні параметри моделі об'єкта керування. З огляду на те, що І стадія ТПП є квазістатичним об'єктом, план експерименту – це набір величин керованої вхідної змінної

$$\langle U_1, U_2, \dots, U_M \rangle, \quad (2.10)$$

за допомогою якого визначається реакція об'єкта, яка утворює низку значень вихідної змінної

$$Y_1, Y_2, \dots, Y_M. \quad (2.11)$$

У результаті з (2.10) та (2.11) будуть утворені M пар значень

$$\langle U_i, Y_i \rangle,$$

які дозволять знайти величини параметрів моделі (2.1), тобто вирішити завдання ідентифікації. Загалом для отримання моделі (2.1) необхідно розглядати вже трійки спостережень

$$\langle X_i, U_i, Y_i \rangle, i = 1, 2, \dots, M, \quad (2.12)$$

так як у процесі планування експериментів необхідно враховувати й величини некерованих вхідних змінних.

Важливо відзначити, що в результаті планування експериментів може змінитися уявлення про структуру моделі. Ця обставина змушує вводити корекцію структури моделі. Отже, при плануванні експериментів визначаються параметри моделі, які неможливо визначити на етапі ідентифікації.

Структура моделі I стадії ТПП (2.8) дає змогу користуватися неадаптивним алгоритмом ідентифікації [74]. Для визначення величин параметрів, що входять до (2.8), необхідно розв'язати систему з M рівнянь з $N + 1$ невідомими, яка утворюється шляхом підстановки даних (2.12) у формулу (2.8). Отже, завдання неадаптивної ідентифікації зводиться до розв'язання системи рівнянь

$$y_0 \cdot \prod_{i=1}^N x_{im}^{a_i} = y_m, (m = 1, 2, \dots, M). \quad (2.13)$$

Система рівнянь (2.13) має дві властивості, які визначають труднощі, що виникають при її розв'язанні: несумісність і трансцендентність. Несумісність пов'язана з випадком, коли число рівнянь більше числа невідомих ($M > N + 1$). Трансцендентність пов'язана з нелінійністю системи рівнянь. Для розв'язання несумісної системи рівнянь застосовується МНК, суть якого полягає в мінімізації сумарної нев'язки правих і лівих частин рівнянь цієї системи. Однак вибір спеціальної структури моделі (2.8) дозволяє спростити рішення, зводячи шляхом логарифмування (2.8) до лінійності функції відносно шуканих параметрів

$$z = a_0 + \sum_{i=1}^N a_i \cdot v_i + \delta, \quad (2.14)$$

$$\text{де } z = \ln y(t), \quad a_0 = \ln y_0(t), \quad \delta = \ln \varepsilon, \quad v_i = \ln(x_i(t - \tau_i)).$$

Згідно з видом (2.14), функція сумарної нев'язки у вигляді суми квадратів нев'язок кожного з рівнянь записується у вигляді

$$\Phi(a_0, a_1, \dots, a_N) = \sum_{m=1}^M (a_0 + \sum_{i=1}^N a_i v_{im} - z_m)^2, \quad (2.15)$$

$$\text{де } z_m = \ln y_m, \quad v_{im} = \ln x_{im}.$$

При цьому рішенням системи рівнянь (2.14) будуть такі значення параметрів, при яких функція нев'язки (2.15) мінімальна, тобто

$$\Phi(a_0^*, \dots, a_N^*) = \min_{a_0, \dots, a_N} \Phi(a_0, \dots, a_N). \quad (2.16)$$

Спеціальний вид функції (2.14) дозволяє розв'язати задачу мінімізації, скориставшись необхідною умовою існування екстремуму функції, тобто прирівнявши частинні похідні функції (2.15) до нуля

$$\frac{\partial \Phi(a_0, \dots, a_N)}{\partial a_i} = 0, \quad (i = 0, 1, \dots, N). \quad (2.17)$$

Оскільки (2.14) є лінійною функцією відносно параметрів, то (2.15) є квадратичною функцією, що обумовлює лінійність системи рівнянь (2.17). Дійсно, підставляючи (2.15) в (2.17) й обчислюючи частинні похідні, отримуємо систему лінійних алгебраїчних рівнянь (СЛАР) відносно невідомих параметрів

$$\begin{cases} a_0 M + \sum_{m=1}^M \sum_{i=1}^N a_i v_{im} = \sum_{m=1}^M z_m, \\ \dots \\ a_0 \sum_{m=1}^M v_{Nm} + \sum_{m=1}^M \sum_{i=1}^N b_i v_{im} v_{Nm} = \sum_{m=1}^M z_m v_{Nm}. \end{cases} \quad (2.18)$$

СЛАР (2.18) є сумісною й може бути розв'язана стандартними методами. Важливо підкреслити, що при формуванні статистичних масивів (2.12) необхідно враховувати запізнювання вхідних змінних відносно вихідної змінної. Більш того, для уточнення величин запізнювань доцільно застосувати МНК, реалізуючи прямий пошук, послідовно порівнюючи величини функцій (2.15) з метою знаходження мінімального значення.

У результаті математична модель (2.8) буде представлена у вигляді

$$y(t) = y_0^* \cdot \prod_{i=1}^N x_i(t - \tau_i^*)^{a_i^*}, \quad (2.19)$$

де $y_0^* = e^{a_0^*}$,

a_0^*, a_i^* – величини параметрів, знайдені за допомогою МНК, $i = 1, \dots, N$,

τ_i^* – уточнені величини запізнень, $i = 1, \dots, N$.

Математична модель (2.19) є неперервною за часом. При цьому повинен неперервно підраховуватися параметр, який характеризує стан І стадії ТПП і тим самим враховує дію неконтрольованих збурень за формулою, яка впливає з (2.19)

$$y_0(t) = \frac{y(t)}{\prod_{i=1}^N x_i(t-\tau_i^*)^{a_i^*}}. \quad (2.20)$$

Графік функції (2.20) залежно від часу описує деяку неперервну траєкторію, яка визначає дрейф стану I стадії ТПП. Аналіз графіка функції (2.20) дозволяє передбачити стан I стадії ТПП на момент приходу керівного впливу з урахуванням величини запізнень, що дозволяє поліпшити якість керування. Разом із тим, якщо спостерігається незрозуміла зміна величини параметра (2.20) з подальшим погіршенням якості ідентифікації, то необхідно заново провести ідентифікацію параметрів моделі I стадії ТПП.

На практиці, зазвичай, реалізується дискретний режим керування технологічним процесом. У цьому разі параметр (2.20) обчислюється через заданий проміжок часу за формулою

$$y_0(k \cdot \Delta t) = \frac{y(k \cdot \Delta t)}{\prod_{i=1}^N x_i((k-l_i)\Delta t)^{a_i^*}}, \quad (k = 0, 1, 2, \dots), \quad (2.21)$$

де Δt – дискретність зняття інформації,

l_i – величина запізнювання змінної x_i відносно вихідної змінної в одиницях Δt .

Послідовні значення (2.21)

$$y_0(0), y_0(1), y_0(2), \dots \quad (2.22)$$

утворюють дискретний часовий ряд, значення якого характеризують стан протікання процесу в дискретні моменти часу. Часовий ряд (2.22) є стохастичним, тому його прогнозування повинно проводитися за допомогою методів математичної статистики. Передбачення стану процесу на момент приходу керівного впливу надасть можливість підвищити якість керування процесом. Незрозуміла зміна стану процесу, оцінена за допомогою формули (2.21), з подальшим погіршенням якості ідентифікації є сигналом для повторення ідентифікації параметрів моделі I стадії ТПП.

Отримана математична модель I стадії ТПП РЗФ (2.19) реалізована як «чорна скринька» при певних припущеннях про її внутрішню структуру. Разом із тим, доцільно більш повно використовувати інформацію про її внутрішню структуру, як про систему взаємодіючих елементів. Така

інформація є вихідною для декомпозиції моделі I стадії ТПП, тобто для поділу її на взаємодіючі елементи. Зміст декомпозиції полягає в тому, щоб відповідно до апріорних відомостей про структуру I стадії ТПП спростити завдання побудови моделі, у якій кожен елемент декомпонованої I стадії ТПП буде простіший від початкової I стадії ТПП, полегшивши цим самим вирішення основного завдання, пов'язаного з керуванням I стадією ТПП. Аналізуючи внутрішню структуру I стадії ТПП, можна дійти висновку, що вона включає такі взаємодіючі елементи, як млин, класифікатор і магнітний сепаратор. На рис. 2.1 показано декомпозицію I стадії ТПП РЗФ.

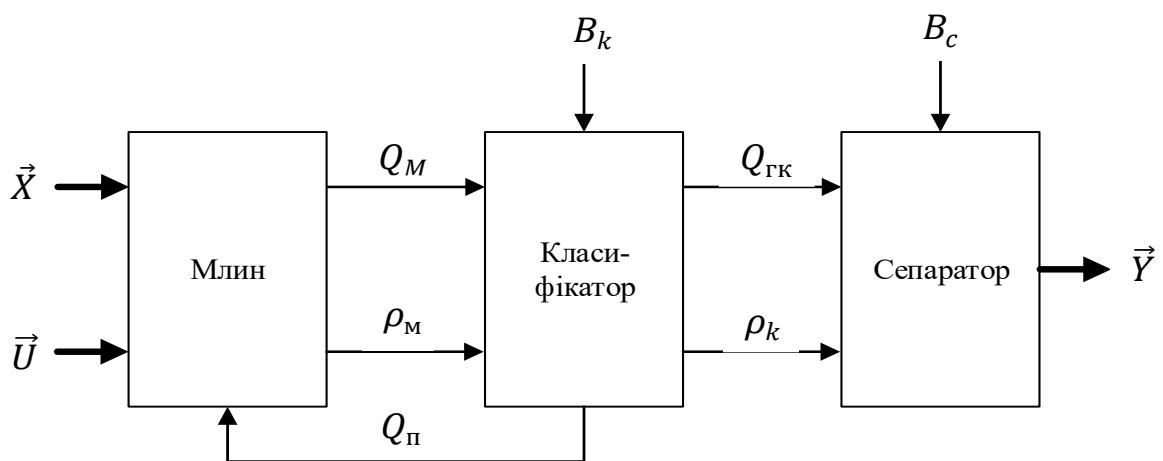


Рис. 2.1. Схема декомпозиції ТПП РЗФ

На рис. 2.1, додатково до (2.3) - (2.6), прийнято такі позначення:

Q_{Π} – витрата пісків, т/год,

Q_M – витрата подрібненої руди, т/год,

$Q_{ГК}$ – витрата пульпи готового класу, т/год,

B_k – витрата води у класифікатор, т/год,

B_c – витрата води в сепаратор, т/год,

ρ_M – густина пульпи на виході млина, кг/м³,

ρ_k – густина пульпи на зливі класифікатора, кг/м³.

Згідно з представленою на рис. 2.1 схеми декомпозиції I стадії ТПП, кожен із елементів, що розглядається як багатополіусник, тобто перетворювач

з багатьма входами і виходами, може бути представлений у вигляді таких функціональних залежностей:

для млина

$$Q_M = Q_M(\vec{X}, \vec{U}, Q_P), \quad (2.23)$$

$$\rho_M = \rho_M(\vec{X}, \vec{U}, Q_P), \quad (2.24)$$

для класифікатора

$$Q_{ГК} = Q_{ГК}(Q_M, \rho_M, B_K), \quad (2.25)$$

$$\rho_K = \rho_K(Q_M, \rho_M, B_K), \quad (2.26)$$

$$Q_P = Q_P(Q_M, \rho_M, B_K), \quad (2.27)$$

для магнітного сепаратора

$$\vec{Y} = \vec{Y}(Q_{ГК}, \rho_K, B_C). \quad (2.28)$$

Беручи до уваги зауваження, зроблені при структурному синтезі І стадії ТПП, кожна з функцій (23), ..., (28) може бути записана у вигляді:

млин

$$Q_M(t) = Q_{M0}(t) \cdot \prod_{i=1}^7 x_i(t - \tau_{i1})^{a_i}, \quad (2.29)$$

$$\rho_M(t) = \rho_{M0}(t) \cdot \prod_{i=1}^7 x_i(t - \tau_{i1})^{b_i}, \quad (2.30)$$

де $x_1 = \alpha$, $x_2 = K$, $x_3 = w$, $x_4 = d$, $x_5 = Q_p$, $x_6 = B_M$, $x_7 = Q_P$,

$Q_{M0}(t)$, $\rho_{M0}(t)$, a_i , b_i , ($i = 1, \dots, 7$) – параметри,

класифікатор

$$Q_{ГК}(t) = Q_{ГК0}(t) \cdot \prod_{i=1}^3 x_i(t - \tau_{i2})^{c_i}, \quad (2.31)$$

$$\rho_K(t) = \rho_{K0}(t) \cdot \prod_{i=1}^3 x_i(t - \tau_{i2})^{d_i}, \quad (2.32)$$

$$Q_P(t) = Q_{P0}(t) \cdot \prod_{i=1}^3 x_i(t - \tau_{i2})^{e_i}, \quad (2.33)$$

де $x_1 = Q_M$, $x_2 = \rho_M$, $x_3 = B_K$,

$Q_{ГК0}(t)$, $\rho_{K0}(t)$, $Q_{P0}(t)$, c_i , d_i , e_i , ($i = 1, 2, 3$) – параметри,

магнітний сепаратор

$$g(t) = g_0(t) \prod_{i=1}^3 x_i(t - \tau_{i3})^{f_i}, \quad (2.34)$$

$$\rho_{сл}(t) = \rho_{сл0}(t) \prod_{i=1}^3 x_i(t - \tau_{i3})^{l_i}, \quad (2.35)$$

$$\beta_{пп}(t) = \beta_{пп0}(t) \prod_{i=1}^3 x_i(t - \tau_{i3})^{m_i}, \quad (2.36)$$

$$\beta_{хв}(t) = \beta_{хв0}(t) \prod_{i=1}^3 x_i(t - \tau_{i3})^{n_i}, \quad (2.37)$$

$$\varepsilon_{пп}(t) = \varepsilon_{пп0}(t) \prod_{i=1}^3 x_i(t - \tau_{i3})^{p_i}, \quad (2.38)$$

де $x_1 = Q_{гк}$, $x_2 = \rho_{к}$, $x_3 = B_{с}$,

$g_0(t)$, $\rho_{сл0}(t)$, $\beta_{пп0}(t)$, $\beta_{хв0}(t)$, $\gamma_{пп0}(t)$, $\varepsilon_{пп0}(t)$, f_i , l_i , m_i , n_i , p_i , ($i = 1, 2, 3$) – параметри.

Для знаходження величин параметрів, що входять до формули (2.29), ..., (2.38), необхідно провести ідентифікацію параметрів для кожної з математичних моделей, якщо є відповідна інформація. Оцінюючи стан кожного з елементів I стадії ПК, визначених формулами (2.29), ..., (2.38), і утворюючи з величин цих станів стохастичні часові ряди, можна спрогнозувати майбутні їх стани з метою розрахунку випереджальних величин керівних впливів при реалізації відповідних алгоритмів керування.

Отже, формули (2.29), ..., (2.38) дозволяють для кожного з елементів ТПП як результату декомпозиції спростити розв'язання задачі керування, насамперед, шляхом зменшення величини запізнювання.

Однак необхідно підкреслити, що формули (2.29), ..., (2.38) відображають детермінований випадок. Водночас, на вхід I стадії ТПП подаються стохастичні впливи у вигляді вмісту заліза та міцності ЗРС, тому вихідні змінні I стадії ТПП також матимуть стохастичні властивості.

У зв'язку з цим доцільно розглянути теоретико-ймовірнісний підхід до побудови моделі I стадії ТПП.

2.2. Теоретико-ймовірнісний підхід до моделювання I стадії технологічного процесу подрібнення

Вміст заліза в ЗРС і твердість ЗРС є випадковими величинами, які можна охарактеризувати диференціальною функцією розподілу

$$f(\alpha, K). \quad (2.39)$$

Структурний аналіз I стадії ТПП як «чорної скриньки» дозволив у статичному випадку задати математичну модель I стадії ТПП у мультиплікативній формі

$$\rho_c = \rho_{c0} \cdot \alpha^{m_\alpha} \cdot K^{m_K} \cdot Q_p^{m_{Q_p}} \cdot B_M^{m_{B_M}} \cdot B_K^{m_{B_K}} \cdot \varepsilon_1, \quad (2.40)$$

$$\beta_{пп} = \beta_{пп0} \cdot \alpha^{n_\alpha} \cdot K^{n_K} \cdot Q_p^{n_{Q_p}} \cdot B_M^{n_{B_M}} \cdot B_K^{n_{B_K}} \cdot \varepsilon_2, \quad (2.41)$$

де $m_\alpha, m_K, m_{Q_p}, m_{B_M}, m_{B_K}$ – параметри, що визначають еластичність вхідних змінних за густиною зливу класифікатора,

$n_\alpha, n_K, n_{Q_p}, n_{B_M}, n_{B_K}$ – параметри, що визначають еластичність вхідних змінних за вмістом заліза у промпродукті,

$\rho_{c0}, \beta_{пп0}$ – параметри, що характеризують стан перебігу I стадії ТПП за густиною зливу класифікатора та за вмістом заліза в промпродукті,

$\varepsilon_1, \varepsilon_2$ – неконтрольовані збурювання.

Використання статистичного матеріалу дозволяє провести ідентифікацію параметрів моделі шляхом мінімізації відповідного вищеописаного функціонала, використавши МНК.

Зважаючи на те, що вміст заліза в ЗРС і твердість ЗРС є випадковими величинами і формули (2.40), (2.41) приходимо до висновку, що вихідні змінні – густина зливу класифікатора I стадії ПК та вміст заліза у промпродукті I стадії МС – є також випадковими величинами.

Для зручності знаходження диференціальних функцій розподілу вихідних змінних (2.40) та (2.41) подамо ці формули у вигляді

$$\rho_c = U_\rho \alpha^{m_\alpha} K^{m_K}, \quad (2.42)$$

$$\beta_{пп} = U_\beta \alpha^{n_\alpha} K^{n_K}, \quad (2.43)$$

$$\text{де } U_\rho = \rho_{c0} Q_p^{m_{Q_p}} B_M^{m_{B_M}} B_K^{m_{B_K}}, \quad U_\beta = \beta_{пп0} Q_p^{n_{Q_p}} B_M^{n_{B_M}} \cdot B_K^{n_{B_K}}.$$

Тоді для густини зливу класифікатора I стадії ПК, згідно (2.40) та (2.42), диференціальна функція розподілу набуде вигляду

$$g_\rho(\rho_c) = \frac{1}{m_K U_\rho} \int_0^\infty f \left[\alpha, \left(\frac{\rho_c}{U_\rho \alpha^{m_\alpha}} \right)^{\frac{1}{m_K}} \right] \left(\frac{\rho_c}{U_\rho \alpha^{m_\alpha}} \right)^{\frac{1}{m_K}-1} \frac{d\alpha}{\alpha^{m_\alpha}}. \quad (2.44)$$

Своєю чергою, для вмісту заліза у промпродукті I стадії МС, згідно з (2.41) та (2.43), диференціальна функція розподілу набуде вигляду

$$g_{\beta}(\beta_{пп}) = \frac{1}{n_K U_{\beta}} \int_0^{\infty} f \left[\alpha, \left(\frac{\beta_{пп}}{U_{\beta} \alpha^{n_{\alpha}}} \right)^{\frac{1}{n_K}} \right] \left(\frac{\beta_{пп}}{U_{\beta} \alpha^{n_{\alpha}}} \right)^{\frac{1}{n_K}-1} \frac{d\alpha}{\alpha^{n_{\alpha}}}. \quad (2.45)$$

Математичні сподівання густини зливу класифікатора I стадії ПК та вмісту заліза у промпродукті I стадії МС, з урахуванням (2.44) та (2.45), запишуться, відповідно, у вигляді

$$M[\rho_c] = \frac{1}{m_K U_{\rho}} \int_0^{\infty} \eta \left[\int_0^{\infty} f \left[\alpha, \left(\frac{\eta}{U_{\rho} \alpha^{m_{\alpha}}} \right)^{\frac{1}{m_K}} \right] \left(\frac{\eta}{U_{\rho} \alpha^{m_{\alpha}}} \right)^{\frac{1}{m_K}-1} \frac{d\alpha}{\alpha^{m_{\alpha}}} \right] d\eta, \quad (2.46)$$

$$M[\beta_{пп}] = \frac{1}{n_K U_{\beta}} \int_0^{\infty} \eta \left[\int_0^{\infty} f \left[\alpha, \left(\frac{\eta}{U_{\beta} \alpha^{n_{\alpha}}} \right)^{\frac{1}{n_K}} \right] \left(\frac{\eta}{U_{\beta} \alpha^{n_{\alpha}}} \right)^{\frac{1}{n_K}-1} \frac{d\alpha}{\alpha^{n_{\alpha}}} \right] d\eta. \quad (2.47)$$

Дисперсії густини зливу класифікатора I стадії ПК та вмісту заліза у промпродукті I стадії МС, з урахуванням (2.44) та (2.45), запишуться, відповідно, у вигляді

$$D[\rho_c] = \frac{1}{m_K U_{\rho}} \int_0^{\infty} (\eta - M[\rho_c])^2 \left[\int_0^{\infty} f \left[\alpha, \left(\frac{\eta}{U_{\rho} \alpha^{m_{\alpha}}} \right)^{\frac{1}{m_K}} \right] \left(\frac{\eta}{U_{\rho} \alpha^{m_{\alpha}}} \right)^{\frac{1}{m_K}-1} \frac{d\alpha}{\alpha^{m_{\alpha}}} \right] d\eta, \quad (2.48)$$

$$D[\beta_{пп}] = \frac{1}{n_K U_{\beta}} \int_0^{\infty} (\eta - M[\beta_{пп}])^2 \left[\int_0^{\infty} f \left[\alpha, \left(\frac{\eta}{U_{\beta} \alpha^{n_{\alpha}}} \right)^{\frac{1}{n_K}} \right] \left(\frac{\eta}{U_{\beta} \alpha^{n_{\alpha}}} \right)^{\frac{1}{n_K}-1} \frac{d\alpha}{\alpha^{n_{\alpha}}} \right] d\eta. \quad (2.49)$$

Отже, формули (2.46), ..., (2.49) дозволяють знайти числові характеристики вихідних змінних I стадії ТПП, які характеризують їх середні значення (2.46), (2.47) та розсіювання відносно середнього значення (2.48), (2.49) залежно від стохастичних властивостей ЗРС на вході I стадії ТПП – вмісту заліза та твердості.

Насамкінець, слід зазначити, оскільки динаміка моделі I стадії ТПП розглядається у вигляді запізнювань, то в отриманих формулах для обліку динаміки достатньо задавати вихідні змінні зміщеними на час запізнення відносно вхідних змінних.

2.3. Формування керування I стадією технологічного процесу подрібнення з урахуванням стохастичності властивостей залізорудної сировини

Формування керування I стадією ТПП пов'язане з прийняттям рішення про те, яким має бути керування, щоб досягти задану мету керування. Це рішення спирається на синтезовану модель I стадії ТПП, отриману інформацію про стан I стадії ТПП, обмеження, що накладаються на керування, пов'язані зі специфікою I стадії ТПП та можливостями системи керування. Якщо стан I стадії ТПП не змінюється, то реалізація керування не викликає труднощів. Проте при зміні стану I стадії ТПП потрібна корекція керування. Вихідною інформацією для такої корекції є зміна стану I стадії ТПП на момент реалізації керування чи прогнозу цього стану. Загалом не вдається відразу досягти поставлених цілей, але слід діяти так, щоб відхилення від них було мінімальним. Важливо підкреслити, що в найбільш сприятливому разі доводиться повертатися до синтезу керування для визначення нового керування, пов'язаного зі станом I стадії ТПП. Реалізувавши керування та отримавши новий стан I стадії ТПП, можна виявити, досягнута мета чи ні. Якщо мета не досягнута, що притаманно I стадії ТПП як складного об'єкта, необхідно повертатися до синтезу керування для визначення нового керування, яке відображає нову ситуацію. Важливим моментом при побудові системи керування є корекція, яка пов'язана з тим, що рішення, які приймалися раніше, спиралися на стару інформацію й відображали стан I стадії ТПП у попередні моменти часу. Найпростіша корекція пов'язана з ідентифікацією параметрів моделі I стадії ТПП, тобто з адаптацією моделі. Якщо оптимальне керування не забезпечує необхідної різноманітності керованого входу I стадії ТПП, для ідентифікації параметрів моделі можуть бути додані спеціальні тестові сигнали до керування, роблячи його дуальним, тобто подвійним, так як його завданням є не тільки досягнення мети керування, але й ідентифікація параметрів моделі [75]. Реалізація зазначених заходів утворює адаптивну систему керування. У результаті система керування певним чином еволюціонує разом з I стадією ТПП, але так, щоб була досягнута мета керування. Важливо відзначити, що при керуванні I стадією ТПП обов'язково

існує корекція моделі I стадії ТПП, що пов'язано зі складністю ТПП як об'єкта керування.

Розглянемо формалізоване завдання синтезу керування I стадії ТПП. Для реалізації синтезу керування необхідно мати модель I стадії ТПП

$$\vec{Y} = \vec{F}(\vec{X}, \vec{U}), \quad (2.50)$$

інформацію про вхідні змінні $\vec{X}$ і мету керування як задане значення вихідних змінних $\vec{Y}^*$.

Необхідно відзначити, що подання моделі у векторному вигляді (2.50) є узагальненням результатів побудови моделі для кожної компоненти вектора вихідної змінної $\vec{Y}$. Крім того, у формулі (2.50) окремо виділено некеровані $\vec{X}$ та керовані $\vec{U}$ вхідні змінні.

Отже, ситуація, що складається в результаті керування, характеризується трійкою

$$\langle \vec{X}, \vec{Y}, \vec{Y}^* \rangle. \quad (2.51)$$

Досягнення мети керування $\vec{Y}^*$ зводиться до виконання цільових співвідношень, які доцільно записати у канонічній векторній формі

$$\vec{Y}^*: \begin{cases} \vec{H}(\vec{X}, \vec{Y}) \geq 0, \\ \vec{G}(\vec{X}, \vec{Y}) = 0, \\ \vec{Q}(\vec{X}, \vec{Y}) \rightarrow \min, \end{cases} \quad (2.52)$$

де $\vec{H}(\vec{X}, \vec{Y}) = (h_1(\vec{X}, \vec{Y}), h_2(\vec{X}, \vec{Y}), \dots, h_{k_1}(\vec{X}, \vec{Y}))$ – обмеження типу нерівностей,

$\vec{G}(\vec{X}, \vec{Y}) = (g_1(\vec{X}, \vec{Y}), g_2(\vec{X}, \vec{Y}), \dots, g_{k_2}(\vec{X}, \vec{Y}))$ – обмеження типу рівностей,

$\vec{Q}(\vec{X}, \vec{Y}) = (q_1(\vec{X}, \vec{Y}), q_2(\vec{X}, \vec{Y}), \dots, q_{k_3}(\vec{X}, \vec{Y}))$ – функція якості.

Реалізувати умови (2.52) можна лише за допомогою зміни вихідних змінних I стадії ТПП шляхом відповідного вибору керування $\vec{U}$. У результаті має місце екстремальне завдання

$$\min_{\vec{U} \in \Omega} \vec{Q}(\vec{X}, \vec{F}(\vec{X}, \vec{U})), \quad (2.53)$$

де

$$\Omega: \begin{cases} \vec{H}(\vec{X}, \vec{F}(\vec{X}, \vec{U})) \geq 0, \\ \vec{G}(\vec{X}, \vec{F}(\vec{X}, \vec{U})) = 0. \end{cases}$$

Розв'язанням задачі (2.53) є оптимальне керування $\vec{U}^*$.

Отже, ураховуючи, що I стадія ТПП є квазістатичним об'єктом керування, завдання синтезу керування полягає в мінімізації функцій

$$q_1(\vec{X}, \vec{Y}), q_2(\vec{X}, \vec{Y}), \dots, q_{k_3}(\vec{X}, \vec{Y})$$

шляхом зміни керівних впливів $u_1, u_2, \dots, u_M$, що задовольняють обмеженням Ω .

Формалізований запис завдання синтезу керування ТПП (2.52) дозволяє скористатися для вирішення методами математичного програмування.

Водночас декомпозиція I стадії ТПП шляхом виділення трьох взаємодіючих елементів: млина, класифікатора та магнітного сепаратора – дозволила спростити загальне завдання синтезу керування.

Аналіз сучасних систем керування ТПП дозволив відзначити, що густинні режими процесів мокрого подрібнення істотно впливають на продуктивність і якість подрібнення ЗРС. Разом із тим, на практиці реалізація автоматизованого керування водних режимів обмежується підтримкою співвідношення «тверде-рідке» для млинів та заданої густини зливу класифікатора. Однак такий підхід не забезпечує достатньої ефективності, тому необхідні чіткіші обґрунтування для вибору керування водними режимами. Досягнення поставленого завдання, зазвичай, здійснюється за допомогою двох керівних впливів: керування витратою води у завантаження млина та керування водним режимом у класифікаторі. Викликає певний інтерес реалізація способу керування одностадійним циклом мокрого подрібнення, який заснований на застосуванні пропорційних регуляторів, кожен із яких виконує окремі функції: стабілізація витрати ЗРС у млин, стабілізація співвідношення «тверде-рідке», стабілізація густини зливу

класифікатора, корекція подання води від крупності зливу класифікатора. Водночас навіть така система регуляторів, що контролюють I стадію ТПП, не може досягти досить високої ефективності. Насамперед, необхідно виділити наявність транспортних запізнювань вхідних впливів щодо вихідних змінних, що призводить до реалізації керівних впливів без відповідного випередження і, як наслідок, до погіршення якості керування. Для усунення цього недоліку особливу роль відіграє математична модель I стадії ТПП, за допомогою якої можна спрогнозувати майбутній стан I стадії ТПП і, тим самим, скоригувати величину керуючого впливу. Звідси випливає, що математична модель I стадії ТПП є необхідною частиною АСК I стадії ТПП, оскільки дозволяє врахувати вплив як контрольованих, так і неконтрольованих впливів, і розрахувати необхідну величину керівного впливу з урахуванням величин транспортних запізнювань.

Основне завдання керування I стадією ТПП можна сформулювати як досягнення заданої продуктивності з витрат ЗРС при забезпеченні необхідної якості продуктів подрібнення, тобто гранулометричного складу та вмісту заліза.

Якщо розглядається певний проміжок часу, наприклад, протягом якого подрібнюється ЗРС певного виду, то досягнення заданої продуктивності по ЗРС природно задати умовою подрібнення заданого обсягу ЗРС за цей проміжок часу, тобто

$$\int_0^T Q_p(t)dt = M_0, \quad (2.54)$$

де M_0 — заданий обсяг подрібнення ЗРС, т,

$[0, T]$ — заданий проміжок часу, год.

Тоді середня задана продуктивність по ЗРС набуває вигляду

$$Q_{p0} = \frac{M_0}{T}. \quad (2.55)$$

Формула (2.55) визначає середню задану продуктивність без урахування стохастичності властивостей ЗРС, що надходить на вхід I стадії ТПП.

Для оптимальної стабілізації густини зливу класифікатора з урахуванням стохастичності властивостей ЗРС необхідно мінімізувати функціонал

$$\Phi_{\rho}(U_{\rho}) = \int_0^{\infty} (\rho_c - \hat{\rho}_c)^2 g_{\rho}(\rho_c) d\rho_c \rightarrow \min_{U_{\rho}}, \quad (2.56)$$

де $\hat{\rho}_c$ – стабілізована величина густини зливу класифікатора I стадії ПК.

Своєю чергою, для оптимальної стабілізації вмісту заліза у промпродукті I стадії МС необхідно мінімізувати функціонал

$$\Phi_{\beta}(U_{\beta}) = \int_0^{\infty} (\beta_{пп} - \hat{\beta}_{пп})^2 g_{\beta}(\beta_{пп}) d\beta_{пп} \rightarrow \min_{U_{\beta}}, \quad (2.57)$$

де $\hat{\beta}_{пп}$ – стабілізована величина вмісту заліза у промпродукті I стадії МС.

У результаті розв'язання задач (2.56) та (2.57) знаходяться оптимальні величини змінних

$$U_{\rho opt} = \rho_{c0} Q_p^{m_{Qp}} \cdot B_M^{m_{B_M}} \cdot B_K^{m_{B_K}} \quad (2.58)$$

та

$$U_{\beta opt} = \beta_{пп0} Q_p^{n_{Qp}} \cdot B_M^{n_{B_M}} \cdot B_K^{n_{B_K}}. \quad (2.59)$$

Рівності (2.58) та (2.59) утворюють систему рівнянь щодо керівних впливів. Якщо врахувати, що витрата ЗРС визначається плановим завданням з переробки ЗРС (2.55), то отримаємо систему двох показникових рівнянь щодо витрати води до млина та витрати води до класифікатора

$$\begin{cases} B_M^{m_{B_M}} \cdot B_K^{m_{B_K}} = \frac{U_{\rho opt}}{\rho_{c0} Q_{p0}^{m_{Qp}}}, \\ B_M^{n_{B_M}} \cdot B_K^{n_{B_K}} = \frac{U_{\beta opt}}{\beta_{пп0} Q_{p0}^{n_{Qp}}}. \end{cases} \quad (2.60)$$

Для розв'язання системи рівнянь (2.60) прологарифмуємо рівняння

$$\begin{cases} m_{B_M} \ln B_M + m_{B_K} \ln B_K = \ln \left(\frac{U_{\rho opt}}{\rho_{c0} Q_{p0}^{m_{Qp}}} \right), \\ n_{B_M} \ln B_M + n_{B_K} \ln B_K = \ln \left(\frac{U_{\beta opt}}{\beta_{пп0} Q_{p0}^{n_{Qp}}} \right). \end{cases} \quad (2.61)$$

Система рівнянь (2.61) є СЛАР, її розв'язання можна знайти за формулами Крамера. Для цього знаходимо визначники

$$\Delta = \begin{vmatrix} m_{B_M} & m_{B_K} \\ n_{B_M} & n_{B_K} \end{vmatrix} = m_{B_M} n_{B_K} - m_{B_K} n_{B_M},$$

$$\Delta_1 = \begin{vmatrix} \ln\left(\frac{U_{\rho opt}}{\rho_{c0} Q_{p0} m_{Qp}}\right) & m_{B_K} \\ \ln\left(\frac{U_{\beta opt}}{\beta_{пп0} Q_{p0} n_{Qp}}\right) & n_{B_K} \end{vmatrix} = n_{B_K} \ln\left(\frac{U_{\rho opt}}{\rho_{c0} Q_{p0} m_{Qp}}\right) - m_{B_K} \ln\left(\frac{U_{\beta opt}}{\beta_{пп0} Q_{p0} n_{Qp}}\right),$$

$$\Delta_2 = \begin{vmatrix} m_{B_M} & \ln\left(\frac{U_{\rho opt}}{\rho_{c0} Q_{p0} m_{Qp}}\right) \\ n_{B_M} & \ln\left(\frac{U_{\beta opt}}{\beta_{пп0} Q_{p0} n_{Qp}}\right) \end{vmatrix} = m_{B_M} \ln\left(\frac{U_{\beta opt}}{\beta_{пп0} Q_{p0} n_{Qp}}\right) - n_{B_M} \ln\left(\frac{U_{\rho opt}}{\rho_{c0} Q_{p0} m_{Qp}}\right).$$

Згідно з формулами Крамера, отримуємо

$$\ln B_M = \frac{\Delta_1}{\Delta} = \frac{n_{B_K} \ln\left(\frac{U_{\rho opt}}{\rho_{c0} Q_{p0} m_{Qp}}\right) - m_{B_K} \ln\left(\frac{U_{\beta opt}}{\beta_{пп0} Q_{p0} n_{Qp}}\right)}{m_{B_M} n_{B_K} - m_{B_K} n_{B_M}},$$

$$\ln B_K = \frac{\Delta_2}{\Delta} = \frac{m_{B_M} \ln\left(\frac{U_{\beta opt}}{\beta_{пп0} Q_{p0} n_{Qp}}\right) - n_{B_M} \ln\left(\frac{U_{\rho opt}}{\rho_{c0} Q_{p0} m_{Qp}}\right)}{m_{B_M} n_{B_K} - m_{B_K} n_{B_M}}.$$

Потенціюючи останні формули, знаходимо шукані оптимальні величини керівних впливів з витрат води в млин і води в класифікатор, відповідно,

$$B_{Mopt} = \exp \left[\frac{n_{B_K} \ln\left(\frac{U_{\rho opt}}{\rho_{c0} Q_{p0} m_{Qp}}\right) - m_{B_K} \ln\left(\frac{U_{\beta opt}}{\beta_{пп0} Q_{p0} n_{Qp}}\right)}{m_{B_M} n_{B_K} - m_{B_K} n_{B_M}} \right], \quad (2.62)$$

$$B_{Kopt} = \exp \left[\frac{m_{B_M} \ln\left(\frac{U_{\beta opt}}{\beta_{пп0} Q_{p0} n_{Qp}}\right) - n_{B_M} \ln\left(\frac{U_{\rho opt}}{\rho_{c0} Q_{p0} m_{Qp}}\right)}{m_{B_M} n_{B_K} - m_{B_K} n_{B_M}} \right]. \quad (2.63)$$

У результаті якості оптимальної стабілізації за кожною із вихідних змінних набуде значення

$$\Delta_{\rho min} = \sqrt{\Phi_{\rho}(U_{\rho opt})}, \quad \Delta_{\beta min} = \sqrt{\Phi_{\beta}(U_{\beta opt})}. \quad (2.64)$$

Користуючись одержаними результатами, можна обчислити числові характеристики одержаних результатів оптимальної стабілізації як випадкових величин. Математичні сподівання, згідно з (2.46) та (2.47),

$$M[\rho_{\text{copt}}] = \frac{1}{m_K U_{\rho \text{opt}}} \int_0^\infty \eta \left[\int_0^\infty f \left[\alpha, \left(\frac{\eta}{U_{\rho \text{opt}} \alpha^{m_\alpha}} \right)^{\frac{1}{m_K}} \right] \left(\frac{\eta}{U_{\rho \text{opt}} \alpha^{m_\alpha}} \right)^{\frac{1}{m_K}-1} \frac{d\alpha}{\alpha^{m_\alpha}} \right] d\eta, \quad (2.65)$$

$$M[\beta_{\text{ппоpt}}] = \frac{1}{n_K U_{\beta \text{opt}}} \int_0^\infty \eta \left[\int_0^\infty f \left[\alpha, \left(\frac{\eta}{U_{\beta \text{opt}} \alpha^{n_\alpha}} \right)^{\frac{1}{n_K}} \right] \left(\frac{\eta}{U_{\beta \text{opt}} \alpha^{n_\alpha}} \right)^{\frac{1}{n_K}-1} \frac{d\alpha}{\alpha^{n_\alpha}} \right] d\eta. \quad (2.66)$$

Дисперсії, згідно з (2.48) та (2.49),

$$D[\rho_{\text{copt}}] = \frac{1}{m_K U_{\rho \text{opt}}} \int_0^\infty (\eta - M[\rho_{\text{copt}}])^2 \left[\int_0^\infty f \left[\alpha, \left(\frac{\eta}{U_{\rho \text{opt}} \alpha^{m_\alpha}} \right)^{\frac{1}{m_K}} \right] \left(\frac{\eta}{U_{\rho \text{opt}} \alpha^{m_\alpha}} \right)^{\frac{1}{m_K}-1} \frac{d\alpha}{\alpha^{m_\alpha}} \right] d\eta, \quad (2.67)$$

$$D[\beta_{\text{ппоpt}}] = \frac{1}{n_K U_{\beta \text{opt}}} \int_0^\infty (\eta - M[\beta_{\text{ппоpt}}])^2 \left[\int_0^\infty f \left[\alpha, \left(\frac{\eta}{U_{\beta \text{opt}} \alpha^{n_\alpha}} \right)^{\frac{1}{n_K}} \right] \left(\frac{\eta}{U_{\beta \text{opt}} \alpha^{n_\alpha}} \right)^{\frac{1}{n_K}-1} \frac{d\alpha}{\alpha^{n_\alpha}} \right] d\eta. \quad (2.68)$$

Зрозуміло, що для виконання (2.55), (2.62) та (2.63) необхідно врахувати відповідні обмеження, пов'язані з умовами протікання I стадії ТПП.

Насамперед, необхідно врахувати, що функціонування кульового млина має особливості, пов'язані з подрібненням ЗРС. Так, при доволі великому навантаженні на млин, тобто при великій витраті ЗРС, можливе аварійне навантаження млина. Ця умова може бути записана у вигляді нерівності

$$Q_{p0} < \bar{Q}_p, \quad (2.69)$$

де $\bar{Q}_p$ – максимально допустима витрата ЗРС.

Своєю чергою, витрата води до млина повинна бути обмежена знизу, оскільки мала витрата води до млина призводить до зростання в'язкості пульпи, погіршення умов її транспортування і, як наслідок, до аварійного перевантаження млина. Однак необхідно враховувати, що при зменшенні витрати води до млина покращується якість подрібнення, оскільки зменшується середній розмір подрібнених частинок. Математично ця умова може бути записана у вигляді

$$\underline{B}_m \leq B_{\text{mopt}}. \quad (2.70)$$

Для захисту кульового млина, що працює в замкнутому режимі зі спіральним класифікатором, від аварійного навантаження необхідно виконання умови

$$Ж_T = \frac{B_{\text{mopt}}}{Q_{p0} + Q_{\text{п}}} = \text{const}. \quad (2.71)$$

Для забезпечення стабілізації гранулометричного складу на виході класифікатора потрібна сталість циркуляції

$$C = \frac{Q_{p0}}{Q_{\Pi}} = \text{const.} \quad (2.72)$$

Відповідно до умови (2.71), послідовно можна записати

$$d\mathcal{J}_T = d\left(\frac{B_{\text{мopt}}}{Q_{p0} + Q_{\Pi}}\right) = 0,$$

$$\frac{(Q_{p0} + Q_{\Pi})dB_M - B_{\text{мopt}}(dQ_p + dQ_{\Pi})}{(Q_{p0} + Q_{\Pi})^2} = 0, \quad (Q_{p0} + Q_{\Pi})dB_M - B_{\text{мopt}}(dQ_{p0} + dQ_{\Pi}) = 0$$

або в прирощеннях

$$(Q_{p0} + Q_{\Pi})\Delta B_M - B_{\text{мopt}}(\Delta Q_p + \Delta Q_{\Pi}) = 0. \quad (2.73)$$

Відповідно до умови (2.72), послідовно можна записати

$$dC = d\left(\frac{Q_{p0}}{Q_{\Pi}}\right) = 0,$$

$$\frac{Q_{\Pi}dQ_p - Q_{p0}dQ_{\Pi}}{Q_{\Pi}^2} = 0, \quad Q_{\Pi}dQ_p - Q_{p0}dQ_{\Pi} = 0$$

або в прирощеннях

$$Q_{\Pi}\Delta Q_p - Q_{p0}\Delta Q_{\Pi} = 0. \quad (2.74)$$

Отже, з урахуванням (2.73) та (2.74) отримуємо систему двох лінійних алгебраїчних рівнянь відносно двох невідомих ΔB_M та ΔQ_{Π}

$$\begin{cases} (Q_{p0} + Q_{\Pi})\Delta B_M - B_{\text{мopt}}(\Delta Q_p + \Delta Q_{\Pi}) = 0, \\ Q_{\Pi}\Delta Q_p - Q_{p0}\Delta Q_{\Pi} = 0. \end{cases}$$

або

$$\begin{cases} (Q_{p0} + Q_{\Pi})\Delta B_M - B_{\text{мopt}}\Delta Q_{\Pi} = B_{\text{мopt}}\Delta Q_p, \\ Q_{p0}\Delta Q_{\Pi} = Q_{\Pi}\Delta Q_p. \end{cases} \quad (2.75)$$

З другого рівняння системи (2.75) знаходимо

$$\Delta Q_{\Pi} = Q_{\Pi} \frac{\Delta Q_p}{Q_{p0}}. \quad (2.76)$$

Тоді, підставляючи (2.76) в перше рівняння системи (2.75), отримуємо

$$\Delta B_M = \frac{B_{\text{мopt}}\Delta Q_p + B_{\text{мopt}} \frac{Q_{\Pi}}{Q_{p0}} \Delta Q_p}{Q_{p0} + Q_{\Pi}}$$

або

$$\Delta B_M = B_{Mopt} \frac{\Delta Q_p}{Q_{p0}}. \quad (2.77)$$

Формули (2.76) і (2.77) дають можливість обчислити реакцію системи керування на зміну витрати ЗРС у млин відносно заданої величини витрати ЗРС. Більше того, формули (2.76) та (2.77), записані у вигляді

$$\frac{\Delta Q_p}{Q_p} = \frac{\Delta Q_p}{Q_{p0}}, \quad \frac{\Delta B_M}{B_{Mopt}} = \frac{\Delta Q_p}{Q_{p0}},$$

вказують на те, що відносній зміні величини витрати ЗРС повинні відповідати такі ж відносні зміни величин витрат пісків та води до млина.

Необхідно зазначити, що умови (2.71) та (2.72) дозволяють оцінити величину витрати пісків за оптимальною величиною витрати води до млина. Дійсно, перетворимо (2.71) з урахуванням (2.72)

$$\frac{B_{Mopt}}{(C+1)Q_p} = Ж_T. \quad (2.78)$$

З рівності (2.78) знаходимо

$$Q_p = \frac{B_{Mopt}}{(C+1)Ж_T}. \quad (2.79)$$

Отже, знаючи оптимальну величину витрати води до млина з урахуванням вимог (2.71) та (2.72), можна знайти необхідну витрату пісків за формулою (2.79).

Розглянемо моделювання вихідних змінних I стадії ТПП.

Для цього послідовно випишемо математичні моделі в розгорнутому вигляді

$$g(t) = g_0(t) Q_{ГК}(t - \tau_{ГК})^{f_1} \rho_K(t - \tau_K)^{f_2} B_c(t - \tau_c)^{f_3}, \quad (2.80)$$

$$\rho_{сл}(t) = \rho_{сл0}(t) Q_{ГК}(t - \tau_{ГК})^{l_1} \rho_K(t - \tau_K)^{l_2} B_c(t - \tau_c)^{l_3}, \quad (2.81)$$

$$\beta_{пп}(t) = \beta_{пп0}(t) Q_{ГК}(t - \tau_{ГК})^{m_1} \rho_K(t - \tau_K)^{m_2} B_c(t - \tau_c)^{m_3}, \quad (2.82)$$

$$\beta_{хв}(t) = \beta_{хв0}(t) Q_{ГК}(t - \tau_{ГК})^{n_1} \rho_K(t - \tau_K)^{n_2} B_c(t - \tau_c)^{n_3}, \quad (2.83)$$

$$\varepsilon_{пп}(t) = \varepsilon_{пп0}(t) Q_{ГК}(t - \tau_{ГК})^{m_1} \rho_K(t - \tau_K)^{m_2} B_c(t - \tau_c)^{m_3}, \quad (2.84)$$

$$\rho_{сл}(t) = \rho_{сл0}(t) Q_{ГК}(t - \tau_{ГК})^{l_1} \rho_K(t - \tau_K)^{l_2} B_c(t - \tau_c)^{l_3}, \quad (2.85)$$

де

$$Q_{ГК}(t - \tau_{ГК}) = Q_{ГК0}(t - \tau_{ГК}) Q_M(t - \tau_{KM} - \tau_{ГК})^{c_1} \rho_M(t - \tau_{\rho M} - \tau_{ГК})^{c_2} B_K(t - \tau_K - \tau_{ГК})^{c_3},$$

$$\begin{aligned}
\rho_K(t - \tau_K) &= \rho_{K0}(t - \tau_K) Q_M(t - \tau_{KM} - \tau_K)^{d_1} \rho_M(t - \tau_{\rho M} - \tau_K)^{d_2} B_K(t - \tau_K - \tau_K)^{d_3}, \\
Q_M(t - \tau_{KM} - \tau_{ГК}) &= Q_{M0}(t - \tau_{KM} - \tau_{ГК}) \alpha(t - \tau_{\alpha 1} - \tau_{KM} - \tau_{ГК})^{a_1} \cdot f(t - \tau_{f1} - \\
&\quad - \tau_{KM} - \tau_{ГК})^{a_2} w(t - \tau_{w1} - \tau_{KM} - \tau_{ГК})^{a_3} d(t - \tau_{d1} - \tau_{KM} - \tau_{ГК})^{a_4} \cdot \\
&\quad \cdot Q_p(t - \tau_{p1} - \tau_{KM} - \tau_{ГК})^{a_5} B_M(t - \tau_{B1} - \tau_{KM} - \tau_{ГК})^{a_6} Q_{\Pi}(t - \tau_{\Pi 1} - \tau_{KM} - \tau_{ГК})^{a_7}. \\
\rho_M(t - \tau_{\rho M} - \tau_K) &= \rho_{M0}(t - \tau_{\rho M} - \tau_K) \alpha(t - \tau_{\alpha 2} - \tau_{\rho M} - \tau_K)^{b_1} f(t - \tau_{f2} - \tau_{\rho M} - \\
\tau_K)^{b_2} w(t - \tau_{w2} - \tau_{\rho M} - \tau_K)^{b_3} d(t - \tau_{d2} - \tau_{\rho M} - \tau_K)^{b_4}.
\end{aligned}$$

Для обчислення прогнозу вихідних змінних (2.80), ..., (2.85) необхідно вхідні змінні визначити в поточний момент часу, тоді вихідні змінні будуть визначені вперед на час запізнення.

$$\begin{aligned}
g(t + \tau_0) &= g_0(t + \tau_0) Q_{ГК}(t - \tau_{ГК} + \tau_0)^{f_1} \rho_K(t - \tau_K + \tau_0)^{f_2} B_c(t - \tau_c + \\
&\quad + \tau_0)^{f_3}, \\
\rho_{сл}(t + \tau_0) &= \rho_{сл0}(t + \tau_0) Q_{ГК}(t - \tau_{ГК} + \tau_0)^{l_1} \rho_K(t - \tau_K + \tau_0)^{l_2} B_c(t - \tau_c + \tau_0)^{l_3}, \\
\beta_{пп}(t + \tau_0) &= \beta_{пп0}(t + \tau_0) Q_{ГК}(t - \tau_{ГК} + \tau_0)^{m_1} \rho_K(t - \tau_K + \tau_0)^{m_2} B_c(t - \tau_c + \\
\tau_0)^{m_3}, \\
\beta_{хв}(t + \tau_0) &= \beta_{хв0}(t + \tau_0) Q_{ГК}(t - \tau_{ГК} + \tau_0)^{n_1} \rho_K(t - \tau_K + \tau_0)^{n_2} B_c(t - \tau_c + \tau_0)^{n_3} \\
\varepsilon_{пп}(t + \tau_0) &= \varepsilon_{пп0}(t + \tau_0) Q_{ГК}(t - \tau_{ГК} + \tau_0)^{m_1} \rho_K(t - \tau_K + \tau_0)^{m_2} B_c(t - \tau_c + \\
\tau_0)^{m_3}, \\
\rho_{сл}(t + \tau_0) &= \rho_{сл0}(t + \tau_0) Q_{ГК}(t - \tau_{ГК} + \tau_0)^{l_1} \rho_K(t - \tau_K + \tau_0)^{l_2} B_c(t - \tau_c + \tau_0)^{l_3}.
\end{aligned}$$

Це дозволить, якщо необхідно, змінити керування так, щоб були збережені необхідні вихідні величини.

Величину прогнозу τ_0 необхідно вибирати так, щоб вхідні змінні були відомими величинами, тобто їхній час вимірювання був або поточним, або минулим. Величини параметрів, що оцінюють стан I стадії ТПП, прогнозуються шляхом аналізу відповідних стохастичних часових рядів, що описують стан I стадії ТПП у минулі моменти часу.

2.4. Імітаційне моделювання керування I стадією технологічного процесу подрібнення

Розглянемо на конкретному прикладі імітаційне моделювання оптимальної стабілізації I стадії ТПП у статичному режимі. Для подальших розрахунків було використано програмні комплекси Excel та Mathcad.

Нехай задано такі величини, що характеризують перебіг I стадії ТПП:

витрати ЗРС до млина $Q_{p0} = 120$ т/год,

витрати води до млина $B_M = 100$ м³/год,

витрати пісків $Q_{п} = 300$ м³/год.

Тоді

$$Ж_T = \frac{B_M}{Q_{p0} + Q_{п}} = \frac{100}{120 + 300} = 0.238, \quad C = \frac{Q_{p0}}{Q_{п}} = \frac{120}{300} = 0.4. \quad (2.86)$$

Вміст заліза в ЗРС і твердість ЗРС є випадковими величинами. На рис. 2.2 представлено диференціальну функцію розподілу вмісту заліза в ЗРС на вході до млина, що апроксимується нормальним законом розподілу з математичним сподіванням $M[\alpha] = 34\%$ та середньоквадратичним відхиленням $\sigma(\alpha) = 2\%$.

На рис. 2.3 представлено диференціальну функцію розподілу міцності ЗРС на вході до млина, яка апроксимується нормальним законом розподілу з математичним сподіванням $M[K] = 16$ та середньоквадратичним відхиленням $\sigma(K) = 1$.

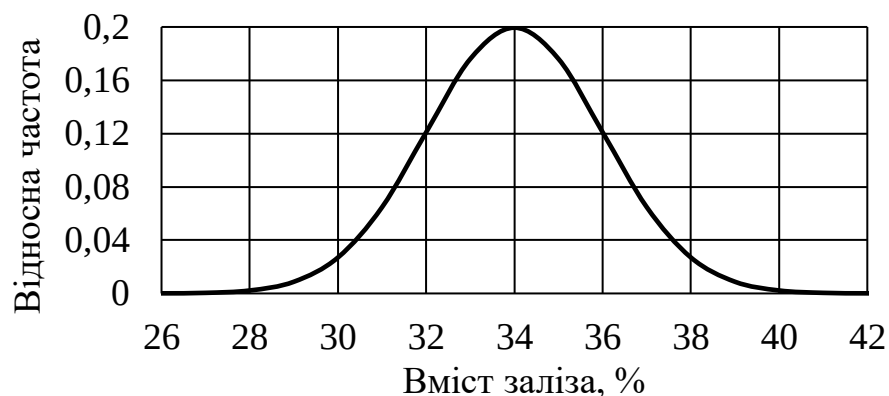


Рис. 2.2. Диференціальна функція розподілу вмісту заліза у ЗРС на вході до млина

Спільний розподіл вмісту заліза в ЗРС і міцності ЗРС на вході до млина задається двомірним нормальним законом розподілу з математичними сподіваннями $M[\alpha] = 34\%$, $M[K] = 16$, середньоквадратичними відхиленнями $\sigma(\alpha) = 2\%$, $\sigma(K) = 1$ та коефіцієнтом кореляції $r = 0.78$.

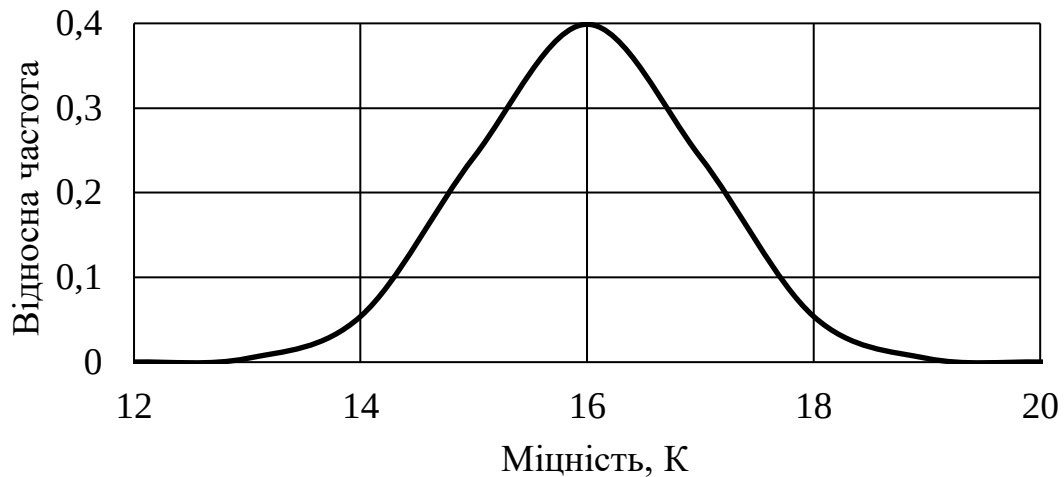


Рис. 2.3. Диференціальна функція розподілу міцності ЗРС на вході до млина

Нормальний розподіл системи двох залежних величин α і K у загальному випадку виражається формулою

$$f(\alpha, K) = \frac{1}{2\pi\sigma(\alpha)\sigma(K)\sqrt{1-r^2}} e^{-\frac{1}{2(1-r^2)}\left[\frac{(\alpha-M[\alpha])^2}{\sigma(\alpha)^2} - 2r\frac{(\alpha-M[\alpha])(K-M[K])}{\sigma(\alpha)\sigma(K)} + \frac{(K-M[K])^2}{\sigma(K)^2}\right]}$$

або, з урахуванням наведених вище даних,

$$f(\alpha, K) = 0,127e^{-0,319(\alpha-34)^2 + 0,995(\alpha-34)(K-16) - 1,28(K-16)^2}. \quad (2.87)$$

Прийнято, що внаслідок ідентифікації параметрів моделі I стадії ТПП отримано такі регресійні рівняння

$$\rho_c = 3.31 \cdot 10^{-2} \cdot \alpha^{0.81} \cdot K^{0.31} \cdot Q_p^{0.58} \cdot B_m^{0.51} \cdot B_k^{0.37}, \quad (2.88)$$

$$\beta_{пп} = 2.68 \cdot 10^{-3} \cdot \alpha^{0.57} \cdot K^{0.27} \cdot Q_p^{0.59} \cdot B_m^{0.27} \cdot B_k^{0.61}. \quad (2.89)$$

Диференціальна функція розподілу густини зливу класифікатора I стадії ПК, згідно з (2.44) та з урахуванням (2.88), (2.89), набуде вигляду

$$g_\rho(\rho, U1) = \frac{3.52}{U1^{3.52}} \int_{0.01}^{50} f\left[\alpha, \left(\frac{\rho}{U1 \cdot \alpha^{0.825}}\right)^{3.52}\right] \left(\frac{\rho}{\alpha^{0.825}}\right)^{2.52} \alpha^{-0.825} d\alpha, \quad (2.90)$$

$$U1 = 40.667.$$

На рис. 2.4 представлено графік диференціальної функції розподілу густини зливу класифікатора І стадії ПК, що описується функцією (2.90).

Математичне сподівання густини зливу класифікатора І стадії ПК знаходиться за формулою

$$M[\rho] = \int_{1000}^{3000} \rho \cdot g_{\rho}(\rho, U1) d\rho \quad (2.91)$$

і склало величину

$$M[\rho] = 1634 \text{ кг/м}^3.$$

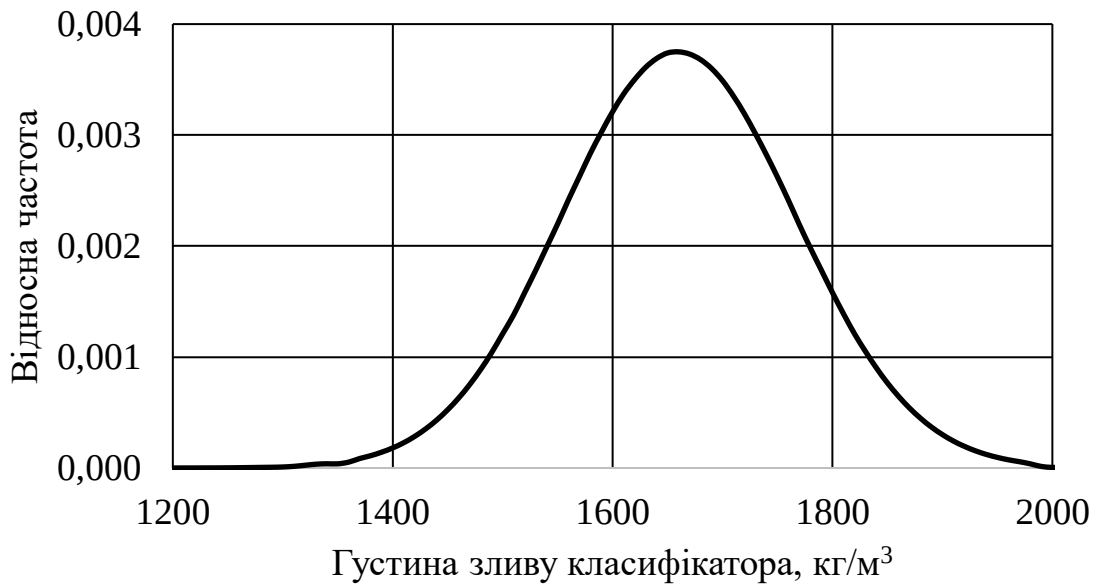


Рис. 2.4. Диференціальна функція розподілу густини зливу класифікатора І стадії ПК

Середньоквадратичне відхилення густини зливу класифікатора І стадії ПК знаходиться за формулою

$$\sigma[\rho] = \sqrt{\int_{1000}^{3000} (\rho - M[\rho])^2 g_{\rho}(\rho, U1) d\rho} \quad (2.92)$$

і склало величину

$$\sigma[\rho] = 103 \text{ кг/м}^3.$$

Диференціальна функція розподілу вмісту заліза у промпродукті І стадії МС, згідно (2.66) та з урахуванням (2.87), (2.89), набуде вигляду

$$g_{\beta}(\beta, U2) = \frac{3.7}{U2^{3.7}} \int_{0.01}^{50} f \left[\alpha, \left(\frac{\beta}{U2 \cdot \alpha^{0.57}} \right)^{3.7} \right] \left(\frac{\beta}{\alpha^{0.57}} \right)^{2.7} \alpha^{-0.57} d\alpha, \quad (2.93)$$

$$U2 = 3.86.$$

На рис. 2.5 представлено графік диференціальної функції розподілу вмісту заліза у промпродукті I стадії МС, що описується функцією (2.93).

Математичне сподівання вмісту заліза у промпродукті I стадії МС знаходиться за формулою

$$M[\beta] = \int_0^{70} \beta \cdot g_{\beta}(\beta, U2) d\beta \quad (2.94)$$

і склало величину

$$M[\beta] = 61\%.$$

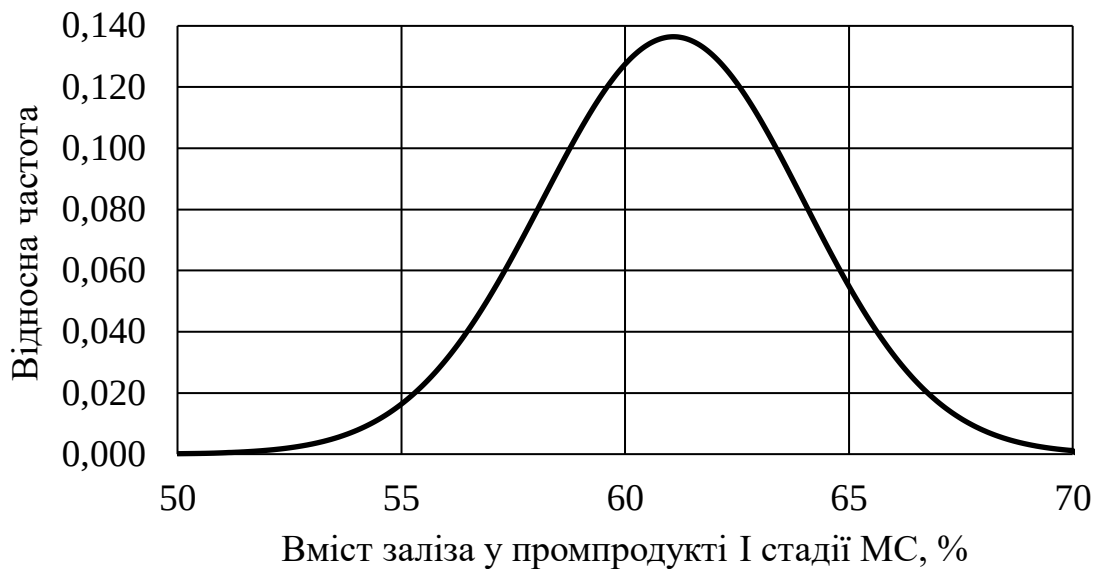


Рис. 2.5. Диференціальна функція розподілу вмісту заліза у промпродукті I стадії МС

Середньоквадратичне відхилення вмісту заліза у промпродукті I стадії МС знаходиться за формулою

$$\sigma[\beta] = \sqrt{\int_0^{70} (\beta - M[\beta])^2 g_{\beta}(\beta, U2) d\beta} \quad (2.95)$$

і склало величину

$$\sigma[\beta] = 2.92\%.$$

Для розв'язання задачі оптимальної стабілізації I стадії ТПП необхідно задати величини вихідних змінних, що стабілізуються. Нехай величина густини зливу класифікатора I стадії ПК дорівнює

$$\hat{\rho}_c = 1600 \text{ г/л.} \quad (2.96)$$

А величина вмісту заліза, що стабілізується, у промпродукті І стадії МС

$$\hat{\beta}_{пп} = 55 \%. \quad (2.97)$$

Розв'язання задачі оптимальної стабілізації густини зливу класифікатора І стадії ПК зводиться до мінімізації функціоналу (2.56), що, з урахуванням (2.96), записується так

$$\Phi_{\rho}(U_{\rho}) = \int_0^{\infty} (\rho - 1600)^2 g_{\rho}(\rho, U_{\rho}) d\rho \rightarrow \min_{U_{\rho}}. \quad (2.98)$$

Своєю чергою, розв'язання задачі оптимальної стабілізації вмісту заліза у промпродукті І стадії МС зводиться до мінімізації функціонала (2.57), що з урахуванням (2.97), записується так

$$\Phi_{\beta}(U_{\beta}) = \int_0^{\infty} (\beta - 55)^2 g_{\beta}(\beta, U_{\beta}) d\beta \rightarrow \min_{U_{\beta}}. \quad (2.99)$$

Застосування функції Minerr з програмного комплексу Mathcad [76] дозволило розв'язати задачі мінімізації (2.98) та (2.99), отримавши такі оптимальні величини

$$U_{\rho opt} = 39.81, \quad U_{\beta opt} = 3.48. \quad (2.100)$$

Користуючись формулами (2.62) і (2.63), з урахуванням початкових даних, знаходимо оптимальні величини керівних впливів за витратами води до млина та води до класифікатора, відповідно,

$$B_{Mopt} = 102.6 \text{ м}^3/\text{год}, \quad B_{Kopt} = 183.3 \text{ м}^3/\text{год}. \quad (2.101)$$

Диференціальна функція розподілу оптимальної величини густини зливу класифікатора І стадії ПК запишеться у вигляді

$$g_{\rho}(\rho, 39.81) = 8.21 \cdot 10^{-6} \int_{0.01}^{50} f \left[\alpha, \left(\frac{\rho}{39.81 \cdot \alpha^{0.825}} \right)^{3.52} \right] \left(\frac{\rho}{\alpha^{0.825}} \right)^{2.52} \frac{d\alpha}{\alpha^{0.825}}. \quad (2.102)$$

На рис. 2.6 представлено графік диференціальної функції розподілу оптимальної величини густини зливу класифікатора І стадії ПК (2.102).

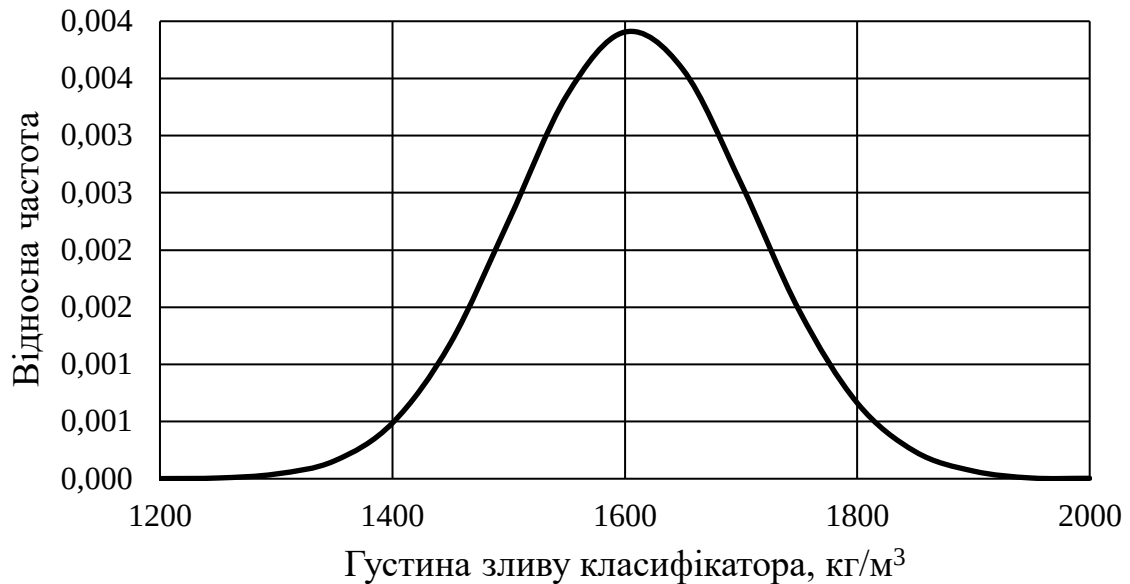


Рис. 2.6. Диференціальна функція розподілу оптимальної величини густини зливу класифікатора I стадії ПК

Математичне сподівання оптимальної величини густини зливу класифікатора I стадії ПК дало наступний результат

$$M[\rho_{opt}] = 1600 \text{ кг/м}^3. \quad (2.103)$$

Середньоквадратичне відхилення оптимальної величини густини зливу класифікатора I стадії ПК склало величину

$$\sigma[\rho_{opt}] = 100.8 \text{ кг/м}^3. \quad (2.104)$$

Диференціальна функція розподілу оптимальної величини вмісту заліза у промпродукті I стадії МС запишеться у вигляді

$$g_{\beta}(\beta) = 3.67 \cdot 10^{-2} \int_{0.01}^{50} f\left(\left(\frac{\beta}{3.48 \cdot \alpha^{0.57}}\right)^{2.7}, \alpha\right) \cdot \left(\frac{\beta}{\alpha^{0.57}}\right)^{2.7} \frac{d\alpha}{\alpha^{0.57}}. \quad (2.105)$$

На рис. 2.7 представлено графік диференціальної функції розподілу оптимальної величини вмісту заліза у промпродукті I стадії МС (2.105).

Математичне сподівання оптимальної величини вмісту заліза у промпродукті I стадії МС дало такий результат

$$M[\beta_{opt}] = 55,03\%. \quad (2.106)$$

Середньоквадратичне відхилення оптимальної величини вмісту заліза у промпродукті I стадії МС склало величину

$$\sigma[\beta_{\text{пнопт}}] = 2.63\%.$$

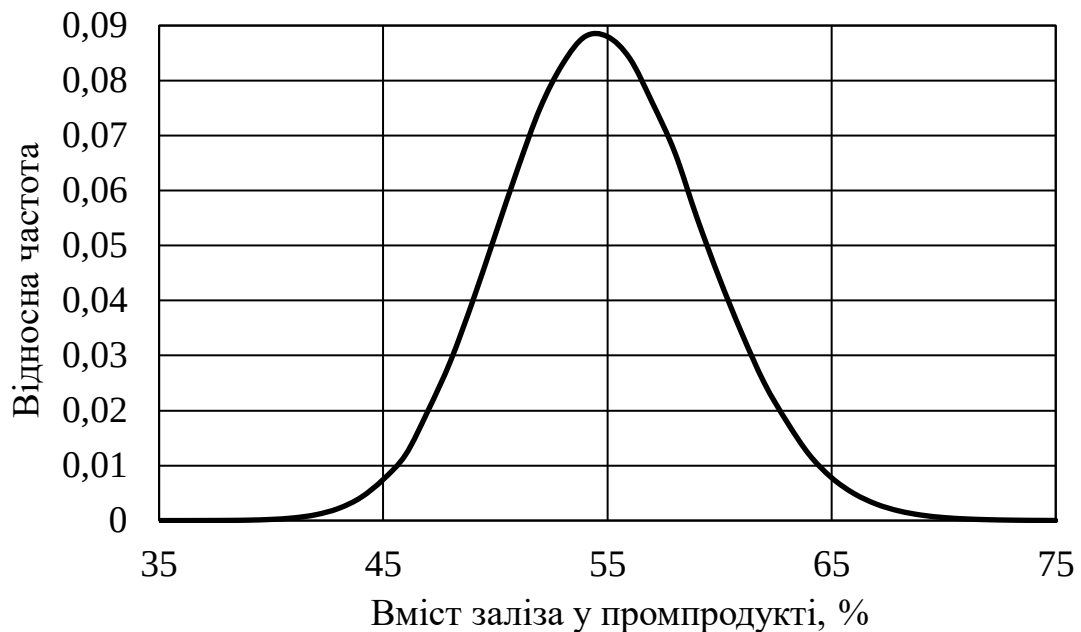


Рис. 2.7. Диференціальна функція розподілу оптимальної величини вмісту заліза у промпродукті I стадії МС

Своєю чергою, витрата пісків, згідно з (2.79), з урахуванням (2.86), становитиме величину

$$Q_{\text{п}} = \frac{B_{\text{мopt}}}{(C+1)Ж_{\text{T}}} = \frac{102.6}{(0.4+1)0.238} = 308 \text{ м}^3/\text{год}.$$

Необхідно підкреслити, що проведені розрахунки носять ілюстративний характер, демонструючи можливість реалізації запропонованого алгоритму, тому можуть відрізнятися від реальних величин.

2.5. Аналіз факторів, що впливають на визначення хіміко-мінералогічних властивостей залізорудної сировини ядерно-фізичними методами

Проведений аналіз сучасних методів контролю ХМВ ЗРС показав, що одним із найперспективніших методів контролю є ЯФМ, що дозволяє отримувати інформацію про вміст загального заліза в досліджуваних пробах.

У той самий час для визначення вмісту магнітного заліза в ЗРС доцільно використовувати МММ. Синтез вищезгаданих методів дозволяє підвищити інформативність процесу подрібнення ЗРС. Розглянемо чинники, що впливають на точність визначення хіміко-мінералогічних властивостей ЗРС ЯФМ. ЯФМ контролю вмісту заліза в ЗРС відрізняються від інших методів простотою, технологічністю та високою інформативністю. Наявні методи визначення вмісту компонентів у складних середовищах за допомогою ЯФМ стосовно завдань автоматичного контролю та керування якістю мінеральної сировини можна здійснювати, використовуючи інтенсивність поглиненого, розсіяного, вторинного, рентгенівського, нейтронного випромінювання, а також за допомогою активаційного методу та методу ядерного резонансу [77].

Для контролю якості ЗРС у потоці одним із найбільш застосовуваних є метод розсіяного гамма-випромінювання, так як він дозволяє у великому діапазоні змінювати геометричні параметри вузла вимірювання, не враховувати вплив товщини рудного матеріалу та отримувати високу інформативність корисного сигналу. Тому досить широкого поширення набули методи реєстрації комптонівського гамма-розсіювання від поверхні ЗРС. При опроміненні ЗРС джерелом гамма-випромінювання інтенсивність розсіяних шаром ЗРС гамма-квантів можна подати як функцію від вмісту в ЗРС загального заліза, ефективного атомного номера, гранулометричного складу, щільності матеріалу та його міцності

$$E_p = f(Fe_o, Z_{\text{ефф}}, g, \rho, K, w), \quad (2.107)$$

де E_p – інтенсивність розсіяних ЗРС гамма-квантів,

Fe_o – вміст загального заліза в ЗРС, %,

$Z_{\text{ефф}}$ – ефективний атомний номер ЗРС,

g – гранулометричний склад ЗРС,

ρ – щільність ЗРС, кг/м³,

K – міцність ЗРС, бали,

w – вологість ЗРС, %.

На рис. 2.8 показано залежність інтенсивності розсіяного гамма-

випромінювання при опроміненні ЗРС ізотопом Am-241 від вмісту загального заліза в досліджуваному ЗРС.

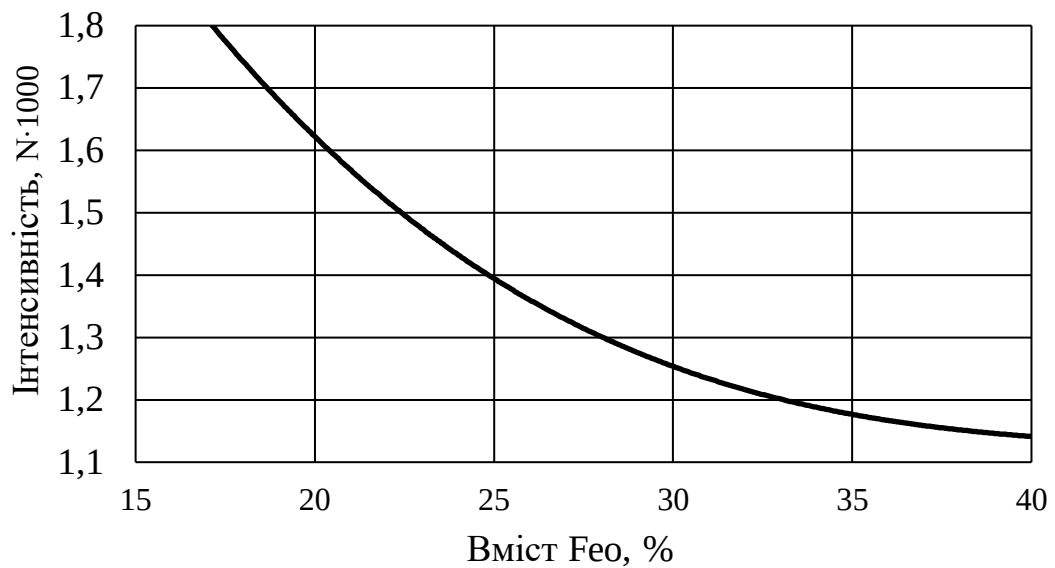


Рис. 2.8. Залежність інтенсивності розсіяного гамма-випромінювання від вмісту загального заліза (джерело випромінювання Am-241)

Оскільки розмір монокристала датчика, що реєструє розсіяні гамма-кванти, значно менший від опроміненої площі матеріалу, кількість розсіяних гамма-квантів, зареєстрованих датчиком, становить приблизно 10-15 % від усього потоку розсіяного гамма-випромінювання. Це значно зменшує кількість урахованих розсіяних гамма-квантів, що призводить до похибки визначення вмісту заліза в опромінюваній ЗРС. Своєю чергою, збільшення площі монокристала економічно недоцільне, і, крім того, робить установку більш громіздкою, що ускладнює її експлуатацію.

Отже, можна зробити висновок, що ЯФМ контролю вміста заліза в ЗРС, заснований на реєстрації розсіяних гамма-квантів, є перспективним, проте має недостатню точність.

У зв'язку з цим, для підвищення точності ЯФМ контролю вмісту заліза в ЗРС пропонується враховувати не тільки гамма-кванти комптонівського

розсіювання, але й поглинені (фотоэффект) та гамма-кванти, що пройшли крізь шар ЗРС.

Інтенсивність потоку розсіяних гамма-квантів можна визначити, згідно із законом збереження енергії, як

$$E_{\text{расс.}} = E_0 - (E_{\text{погл.}} + E_{\text{прош.}}), \quad (2.108)$$

де E_0 – інтенсивність потоку гамма-квантів, випромінюваних джерелом,

$E_{\text{расс.}}$ – інтенсивність потоку гамма-квантів, розсіяних ЗРС,

$E_{\text{погл.}}$ – інтенсивність потоку гамма-квантів, поглинених ЗРС,

$E_{\text{прош.}}$ – інтенсивність потоку гамма-квантів, що пройшли крізь шар ЗРС.

Величина інтенсивності потоку первинних гамма-квантів E_0 , що випромінюються джерелом, визначається експериментально, а саме: джерело гамма-квантів установлюють навпроти детектора та реєструють інтенсивність потоку випромінювання. Своєю чергою, інтенсивність потоку зареєстрованого розсіяного гамма-випромінювання залежить від коефіцієнта поглинання, який змінюється залежно від вмісту заліза в ЗРС, а також від охоплення монокристалом кута розсіювання частинок:

$$E_{\text{расс}} = f(E_{\text{погл.}}, \mu, \xi), \quad (2.109)$$

де μ – коефіцієнт поглинання, що залежить від вмісту заліза у руді,

ξ – охоплення кута розсіювання частинок монокристалом.

Отже, можна виділити залежність інтенсивності потоку гамма-квантів, зареєстровану після взаємодії з ЗРС, від факторів впливу:

1. Ефективний атомний номер ЗРС ($Z_{\text{ефф}}$). Кожен мінерал має власний атомний номер, який дорівнює числу протонів в атомному ядрі й визначає ряд хімічних та фізичних властивостей атома. Оскільки ЗРС є сумішшю з різних мінералів, то для отримання атомного номера цієї суміші необхідно обчислити її ефективний атомний номер. Ефективний атомний номер ЗРС залежить від вмісту в ньому мінералів та їх атомних номерів. Ефективний атомний номер ЗРС впливає безпосередньо на інтенсивність потоку гамма-квантів, поглинених ЗРС. Відомо, що чим більший вплив вмісту заліза в ЗРС на її ефективний атомний номер, тим вища чутливість ЯФМ контролю [1]. Разом із

тим, збільшення ефективного атомного номера ЗРС призводить до зменшення інтенсивності потоку гамма-квантів, розсіяних ЗРС. Подібна залежність спостерігається і для інтенсивності потоку гамма-квантів, що пройшов крізь шар ЗРС.

2. Гранулометричний склад (g) характеризує відносний вміст у ЗРС частинок різних розмірів і є показником фізичних властивостей та структури матеріалу. Гранулометричний склад впливає як на інтенсивність потоку гамма-квантів, розсіяних ЗРС, так і на інтенсивність потоку гамма-квантів, що пройшли крізь ЗРС. Має місце обернено пропорційна залежність між інтенсивністю потоку гамма-квантів, розсіяних ЗРС, і гранулометричним складом опромінюваного ЗРС.

3. Щільність ЗРС (ρ) є відношенням її маси до об'єму й безпосередньо пов'язана з мінеральним складом досліджуваної ЗРС, а, отже, з її ефективним атомним номером.

4. Міцність руди (K) оцінюють за допомогою коефіцієнта міцності згідно зі шкалою, запропонованою проф. М. М. Протодяконовим. Одиницею міцності вважається тимчасовий опір стисканню зразка правильної форми (зі стороною 5см), що дорівнює 100кг/см^2 . Визначення тимчасового опору на одновосне стискання проводиться у статичному режимі, при повільному наростанні навантаження.

У праці [78] між міцністю та дробимістю мінеральної сировини встановлено статистичну залежність для кварцитів Кривбасу. Дробимість обчислюють за такою формулою:

$$D = \frac{100 \cdot f^2}{16 + f^2}, \%, \quad (2.110)$$

де D – дробимість руди, %,

f – коефіцієнт міцності за шкалою проф. Протодяконова, бали.

Своєю чергою, між коефіцієнтом міцності та питомою роботою руйнування встановлено статистичну залежність такого виду:

$$f = 1,98 * a^{0,7}, \quad (2.111)$$

де f – коефіцієнт міцності за шкалою проф. Протодьяконова, бали,
 1,98 – сталий коефіцієнт для залізистих кварцитів,
 a – питома робота руйнування, кг·м/см³.

5. Вологість (w) характеризує вміст води у ЗРС, що також впливає на його масу. Вологість ЗРС обчислюється за такою формулою [79]

$$w = \frac{P_1 - P_2}{P_2} \cdot 100 \%, \quad (2.112)$$

де P_1 – вага ЗРС із природною вологістю, кг;

P_2 – вага абсолютно сухого ЗРС (висушеного при $t = 105-110^\circ\text{C}$), кг.

На рис. 2.9 демонструється залежність інтенсивності розсіяного гамма-випромінювання від вологості опромінюваної джерелом гамма-квантів (ізоотоп Am-241) проби ЗРС.

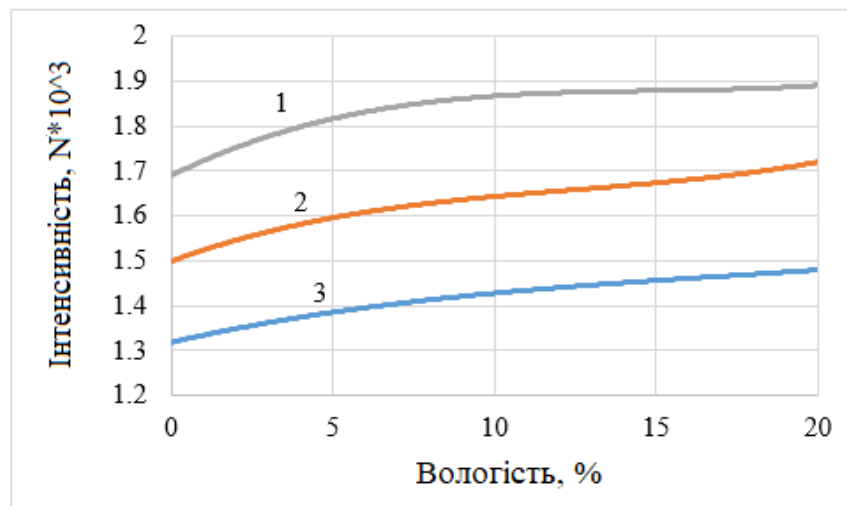


Рис. 2.9. Залежність інтенсивності розсіяного гамма-випромінювання від вологості проб ЗРС з різним вмістом загального заліза:

1 – 20%; 2 – 30%; 3 – 40%

Випробування показали, що низькі показники вологості ЗРС (5-7%) практично не впливають на інтенсивність розсіяного гамма-випромінювання. Подальше збільшення вологості на один відсоток збільшує похибку контролю приблизно на 0,2 % [80].

2.6. Математична модель взаємодії гамма-випромінювання із залізорудною сировиною

Метою подальших досліджень є підвищення точності оперативного контролю ХМВ ЗРС при використанні гамма-випромінювання.

Для реалізації поставленої мети необхідно вирішити такі завдання:

1. Вибір параметрів геометрії вимірювання інтенсивності гамма-випромінювання.
2. Розроблення функціональної схеми впливу гамма-випромінювання на ЗРС.
3. Розроблення математичної моделі взаємодії гамма-випромінювання із ЗРС.

Для вимірювання вмісту загального заліза в ЗРС застосовується гамма-гамма-метод, заснований на ефекті взаємодії гамма-квантів низької енергії з речовиною. Контрольована ЗРС опромінюється, потім реєструється інтенсивність інтегрального потоку розсіяного гамма-випромінювання. Особливість моделювання процесу вимірювання полягає в побудові такої моделі, яка при центральній геометрії враховувала б залежність величини інтенсивності розсіяного та поглиненого потоку гамма-випромінювання від геометричних параметрів: відстані між джерелом випромінювання та детектором, відстані між детектором та відбиваючою поверхнею.

Розроблення моделі як вимірювача вмісту заліза в ЗРС логічно починати з відомих та апробованих практикою формул, що описують поширення потоку гамма-випромінювання в середовищі.

Схему модельованої взаємодії гамма-випромінювання з речовиною наведено на рис. 2.10.

Потік гамма-квантів виходить із точки В у вигляді кругового конуса з кутом розхилу конуса 2α . Далі цей потік досягає поверхні, що опромінюється, утворюючи «пляму» у вигляді кола. Кожна точка цієї «плями» є джерелом вторинного (відбитого) гамма-випромінювання. Відбите гамма-

випромінювання несе інформацію про стан масиву, що включає також відомості також і про зміст заліза у ньому [1, 81-85]. Детектор, розташований у точці P , реєструє та вимірює величину інтенсивності потоку відбитого гамма-випромінювання. Згідно зі схемою поширення гамма-випромінювання, представленою на рис. 2.10, інтенсивність потоку гамма-квантів, що досягли опромінюваної поверхні в точці $C(x, y)$ з джерела гамма-випромінювання інтенсивністю Q , розташованого в точці B , записується у вигляді

$$dN(x, y) = \frac{Q \cdot h}{(x^2 + y^2 + h^2)^{\frac{3}{2}}} dx dy, \quad (2.113)$$

де Q – інтенсивність джерела гамма-випромінювання, 1/сек,

h – відстань від джерела гамма-випромінювання до поверхні, що опромінюється, м,

$dx dy$ – елемент площі в декартовій системі координат, м².

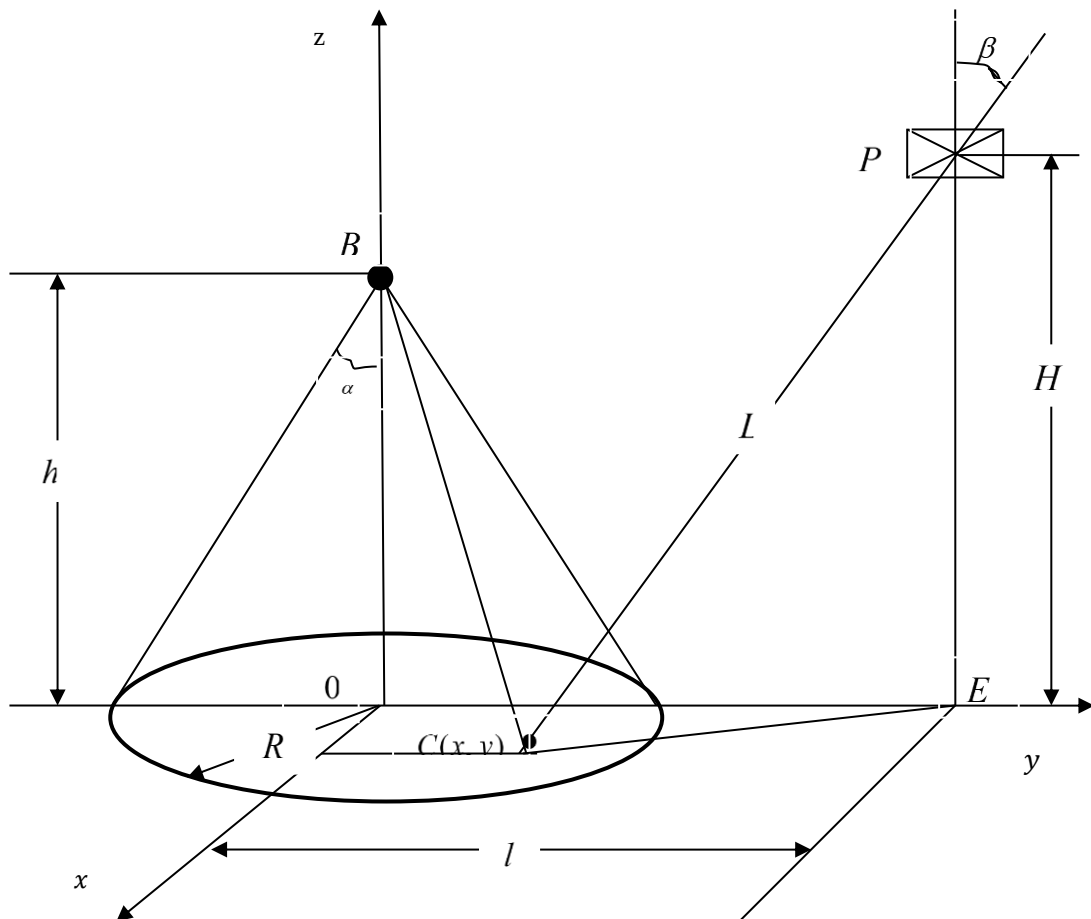


Рис. 2.10. Схема взаємодії гамма-випромінювання з речовиною при центральній геометрії опромінення

Тоді повна інтенсивність потоку гамма-випромінювання, що досягає поверхні, знаходиться шляхом інтегрування по області D у вигляді кола

$$N = Q \cdot h \iint_D \frac{dxdy}{(x^2+y^2+h^2)^{\frac{3}{2}}}. \quad (2.114)$$

Область інтегрування D обмежена колом, рівняння якого має вигляд

$$x^2 + y^2 = R^2, \quad (2.115)$$

де R – радіус кола, що обмежує «пляму» на поверхні опромінення, м.

При переході до полярних координат

$$x = R \cdot \cos\varphi, \quad y = R \cdot \sin\varphi,$$

рівняння (2.115) запишеться у вигляді

$$r = R, \quad (0 \leq \varphi < 2\pi). \quad (2.116)$$

Згідно з (2.116), інтеграл (2.114) у полярних координатах набуде вигляду

$$N = Q \cdot h \iint_{D^*} \frac{1}{(r^2+h^2)^{\frac{3}{2}}} r dr d\varphi, \quad (2.117)$$

де $r dr d\varphi$ – елемент площі в полярних координатах, м²,

$D^* = \{(r; \varphi) | r = R; 0 \leq \varphi < 2\pi\}$ – область інтегрування в полярних координатах.

Для обчислення подвійного інтеграла (2.114) необхідно звести його до повторних інтегралів. Ураховуючи межі інтегрування, подвійний інтеграл (2.114) запишеться як

$$N = Q \cdot h \int_0^{2\pi} d\varphi \int_0^R \frac{r dr}{(r^2+h^2)^{\frac{3}{2}}}. \quad (2.118)$$

Інтегруючи, послідовно знаходимо

$$\begin{aligned} N &= Q h \varphi \Big|_0^{2\pi} \int_0^R \frac{1}{(r^2+h^2)^{\frac{3}{2}}} r dr = 2\pi Q h \int_0^R \frac{1}{(r^2+h^2)^{\frac{3}{2}}} r dr = \\ &= \pi Q h \int_0^R \frac{1}{(r^2+h^2)^{\frac{3}{2}}} dr^2 = -2\pi Q \frac{h}{(r^2+h^2)^{\frac{1}{2}}} \Big|_0^R = -2\pi Q h \left(\frac{1}{(R^2+h^2)^{\frac{1}{2}}} - \frac{1}{h} \right). \\ N &= 2\pi \cdot Q \cdot \left(1 - \frac{h}{\sqrt{R^2+h^2}} \right). \end{aligned} \quad (2.119)$$

Зважаючи на те, що радіус кола «плями» на поверхні опромінення

знаходиться за формулою

$$R = h \cdot tg\alpha,$$

формула (2.119) послідовно набуває вигляду

$$N = 2\pi Q \left(1 - \frac{h}{\sqrt{h^2 tg^2 \alpha + h^2}}\right) = 2\pi Q \left(1 - \frac{1}{\sqrt{1 + tg^2 \alpha}}\right) = 2\pi Q (1 - \cos^2 \alpha),$$

$$N = 2\pi Q \sin^2 \alpha. \quad (2.120)$$

Тоді інтенсивність потоку гамма-випромінювання, відбитого від поверхні, знаходиться за формулою

$$N_p = 2\pi Q A \sin^2 \alpha, \quad (2.121)$$

де A – коефіцієнт альбедо.

Коефіцієнт альбедо A показує частку інтенсивності опромінення, відбитого від поверхні, що опромінюється [86]. Очевидно, що інтенсивність поглиненого потоку гамма-випромінювання може бути знайдена як різниця (2.120) та (2.121)

$$N_{\pi} = N - N_p$$

або

$$N_{\pi} = 2\pi Q \sin^2 \alpha (1 - A). \quad (2.122)$$

Своєю чергою, елемент інтенсивності потоку гамма-випромінювання, що визначається формулою (2.121), є джерелом вторинного гамма-випромінювання. При цьому інтенсивність вторинного потоку гамма-випромінювання, що потрапляє в детектор, розташований у точці P , з точки $C(x, y)$, знаходиться за формулою

$$dN_p(x, y) = \frac{A \cdot h \cdot S}{L^3(x, y)} dN(x, y), \quad (2.123)$$

де $L(x, y)$ – відстань від точки $C(x, y)$ до точки P розташування детектора, м,

S – площа детектора, м².

Відповідно до схеми поширення потоку гамма-випромінювання, представленої на рис. 2.10, можна записати [87]

$$L(x, y) = \sqrt{x^2 + (l - y)^2 + H^2}, \quad (2.124)$$

де l – відстань між джерелом випромінювання та детектором, м.

Беручи до уваги (2.121) та (2.124), формула (2.123) набуває вигляду:

$$dN_p(x, y) = \frac{Q \cdot A \cdot h \cdot H \cdot S}{((x^2 + y^2 + h^2)(x^2 + (l - y)^2 + H^2))^{1,5}} dx dy. \quad (2.125)$$

Для знаходження сумарної інтенсивності вторинного потоку гамма-випромінювання, що потрапляє в детектор, необхідно провести інтегрування по області D

$$N_p = QAhHS \iint_D \frac{dx dy}{((x^2 + y^2 + h^2)(x^2 + (l - y)^2 + H^2))^{1,5}}. \quad (2.126)$$

Для обчислення подвійного інтеграла (2.126) необхідно звести його до повторних інтегралів. Шляхом переходу до полярних координат інтеграл (2.126) приводиться до повторних інтегралів і набуває послідовно вигляду

$$\begin{aligned} N_p &= QAhHS \iint_{D^*} \frac{r dr d\varphi}{((r^2 + h^2)(r^2 \cos^2 \varphi + (l - r \cdot \sin \varphi)^2 + H^2))^{1,5}}, \\ N_p &= QAhHS \iint_{D^*} \frac{r dr d\varphi}{((r^2 + h^2)(r^2 \cos^2 \varphi + l^2 - 2l \cdot r \cdot \sin \varphi + r^2 \sin^2 \varphi + H^2))^{1,5}}, \\ N_p &= QAhHS \int_0^{2 \cdot \pi} d\varphi \int_0^{h \cdot \tan \alpha} \frac{r dr}{((r^2 + h^2)(r^2 - 2r \cdot l \cdot \sin \varphi + l^2 + H^2))^{1,5}}. \end{aligned} \quad (2.127)$$

Формула (2.127) визначає величину інтенсивності відбитого потоку гамма-випромінювання, виміряну детектором.

Якщо величина інтенсивності відбитого потоку гамма-випромінювання, що вимірюється детектором, відома, то формула (2.127) дозволяє знайти величину коефіцієнта альbedo

$$A = \frac{N_p}{QhHS \int_0^{2 \cdot \pi} d\varphi \int_0^{h \cdot \tan \alpha} \frac{r dr}{((r^2 + h^2)(r^2 - 2r \cdot l \cdot \sin \varphi + l^2 + H^2))^{1,5}}}. \quad (2.128)$$

Тоді, ураховуючи (2.128), формула (2.127) набуває вигляду

$$N_p = 2\pi Q \sin^2 \alpha \left(1 - \frac{N_p}{QhH \cdot \int_0^{2 \cdot \pi} d\varphi \int_0^{h \cdot \tan \alpha} \frac{r dr}{((r^2 + h^2)(r^2 - 2l \cdot r \sin \varphi + l^2 + H^2))^{1,5}} \right). \quad (2.129)$$

Аналіз формул (2.127) та (2.129) показує, що інтенсивність потоків гамма-випромінювання залежить від семи змінних: Q , A , S , h , H , l , α . Дослідження формул (2.127) та (2.129) як функцій семи змінних викликає певні труднощі, оскільки необхідно досліджувати вплив кожної змінної окремо. Тому виняткове значення має питання кількості істотних змінних,

визначених як комбінації семи змінних. Застосування теорії подібності та аналізу розмірностей [88] свідчить про можливість об'єднання змінних у безрозмірні комплекси у вигляді добутків. У цьому разі досліджується функція від безрозмірних комплексів, кількість яких менша, ніж кількість початкових змінних. Крім того, при такому дослідженні зменшується обсяг обчислень, так як одній величині безрозмірного комплексу відповідає безліч значень вихідних змінних як співмножників у цих комплексах. Такий підхід дозволяє подати формули (2.122) та (2.127), відповідно, у безрозмірному вигляді

$$\hat{N}_p = A\hat{H}\hat{S} \int_0^{2\pi} d\varphi \int_0^{tg\alpha} \frac{\hat{r}d\hat{r}}{((\hat{r}^2+1)(\hat{r}^2-2\hat{r}\cdot\hat{l}\cdot\sin\varphi+\hat{l}^2+\hat{H}^2))^{\frac{3}{2}}}, \quad (2.130)$$

$$\hat{N}_\pi = 2\pi\sin^2\alpha(1-A), \quad (2.131)$$

$$\text{де } \hat{N}_\pi = \frac{N_\pi}{Q}, \quad \hat{S} = \frac{S}{h^2}, \quad \hat{H} = \frac{H}{h}, \quad \hat{r} = \frac{r}{h}, \quad \hat{l} = \frac{l}{h}.$$

При цьому формула (2.129) в безрозмірному вигляді набуває вигляду

$$\hat{N}_\pi = 2\pi\sin^2\alpha\left(1 - \frac{\hat{N}_p}{\hat{S} \int_0^{2\pi} d\varphi \int_0^{tg\alpha} \frac{rdr}{((\hat{r}^2+1)(\hat{r}^2-2\hat{l}\cdot\hat{r}\sin\varphi+\hat{l}^2+\hat{H}^2))^{1.5}}}\right). \quad (2.132)$$

Аналіз формул (2.130) і (2.132) демонструє, що кількість істотних змінних дорівнює п'яти, тобто зменшилася на дві одиниці [89].

З метою порівняння величин відбитого та поглиненого гамма-випромінювань при опроміненні зразків в умовах центральної геометрії було проведено відповідні чисельні розрахунки. Для цього було складено відношення (2.130) до (2.131), що дозволяє у безрозмірному вигляді оцінити відповідну величину

$$E = \frac{A}{1-A} \frac{\hat{H}\cdot\hat{S}}{2\pi\sin^2\alpha} \int_0^{2\pi} d\varphi \int_0^{tg\alpha} \frac{\hat{r}d\hat{r}}{((\hat{r}^2+1)(\hat{r}^2-2\hat{r}\cdot\hat{l}\cdot\sin\varphi+\hat{l}^2+\hat{H}^2))^{1.5}}, \quad (2.133)$$

$$\text{де } E = \frac{N_p}{N_\pi}.$$

Обчислення за формулою (2.133) було проведено за допомогою програмного комплексу Mathcad [76]. При розрахунках було прийнято такі величини параметрів $\hat{H} = 1$, $\hat{S} = 0,7$. На рис. 2.11 наведено графіки залежності

відношення E , обчисленого за формулою (2.133), залежно від відстані $\hat{l}$ для різних величин альбедо A .

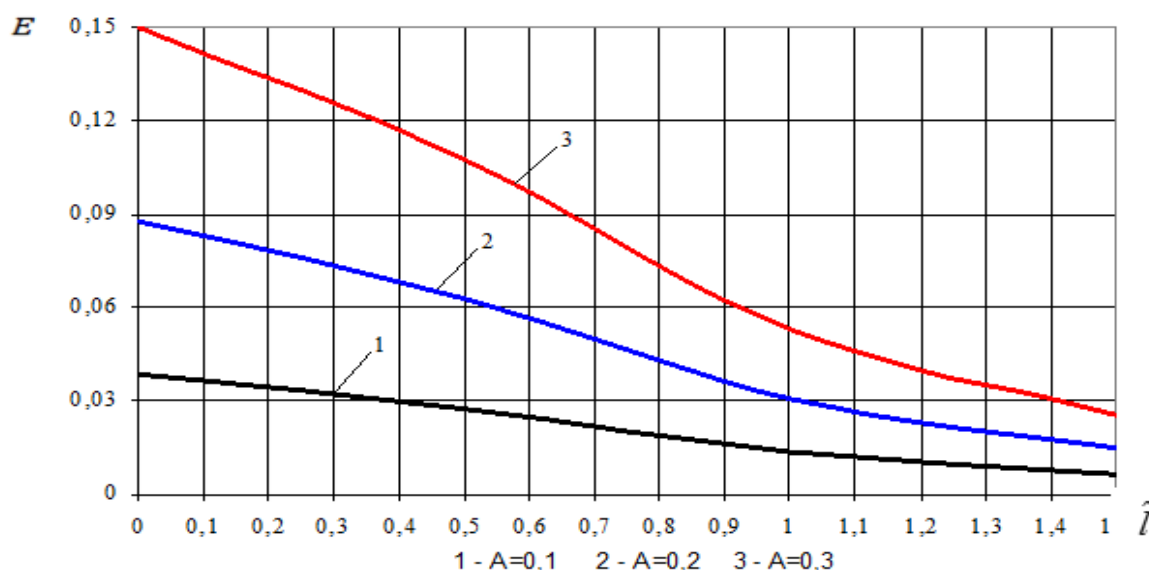


Рис. 2.11. Залежність відношення E від відстані для різних величин коефіцієнту альбедо

Аналіз графіків, наведених на рис. 2.11, демонструє, що частка відбитої інтенсивності гамма-випромінювання порівняно з поглиненою інтенсивністю гамма-випромінювання у міру збільшення відстані між джерелом випромінювання та детектором зменшується. Причому при зменшенні альбедо ця частка стає меншою. Отриманий результат дозволяє зробити висновок про доцільність при вимірюванні вмісту заліза в ЗРС використання величини інтенсивності поглиненого гамма-випромінювання, оскільки це призводить до менших помилок. Оцінювання величини вмісту заліза в ЗРС повинна проводитися за формулою (2.133), яка, використовуючи інформацію про інтенсивність відбитого потоку гамма-випромінювання, дозволяє обчислити інтенсивність поглиненого потоку гамма-випромінювання без застосування коефіцієнту альбедо.

Формула (2.132) дозволяє оцінити чутливість інтенсивності поглиненого потоку гамма-випромінювання відносно інтенсивності відбитого потоку

гамма-випромінювання, виміряного детектором. Для цього формула (2.132) записується як

$$\frac{d\hat{N}_n}{d\hat{N}_p} = - \frac{2\pi \sin^2 \alpha}{\hat{H}\hat{S} \int_0^{2\pi} d\varphi \int_0^{tg\alpha} \frac{\hat{r} d\hat{r}}{((\hat{r}^2+1)(\hat{r}^2-2\hat{l}\cdot\hat{r}\sin\varphi+\hat{l}^2+\hat{H}^2))^{1,5}}} \quad (2.134)$$

На рис. 2.12 наведено результати розрахунків згідно з формулою (2.134) при $\hat{S} = 0,7$.

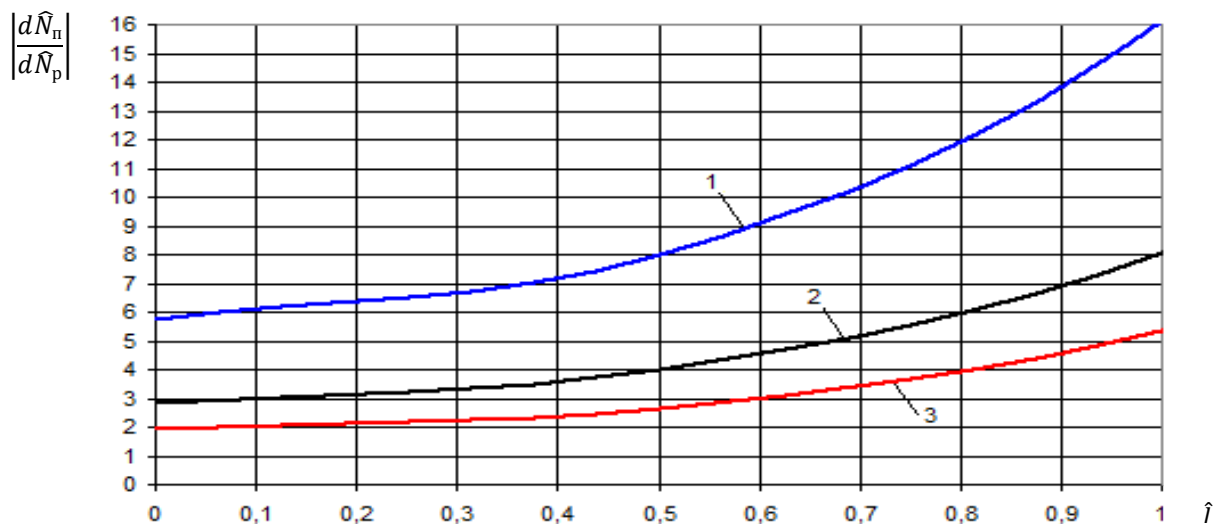


Рис. 2.12. Залежність чутливості від відстані $\hat{l}$
(1 - $\hat{H} = 0,5$, 2 - $\hat{H} = 1$, 3 - $\hat{H} = 1,5$)

Отже, можна зробити короткі висновки:

1. Зі збільшенням відстані між джерелом випромінювання та детектором (датчиком) частка відбитого (розсіяного) випромінювання різко зменшується порівняно з поглиненням.

2. У міру збільшення відстані між джерелом випромінювання та детектором, чутливість інтенсивності поглиненого гамма-випромінювання зростає більш ніж у 2,5 раза.

3. При зменшенні відстані від детектора до опромінюваної поверхні розглянута чутливість також зростає. Наприклад, при $\hat{H} = 1$ (відстань від детектора

до зразка дорівнює відстані від джерела до зразка) чутливість зростає від 3 при $\hat{l} = 0$ до 8 при $\hat{l} = 1$.

2.7. Експериментальні дослідження можливостей контролю хіміко-мінералогічних властивостей залізорудної сировини для покращення інформаційного забезпечення технологічного процесу її переробки

Подрібнення ЗРС є найбільш енергоємною й затратною операцією на РЗФ, у зв'язку з чим подрібнюваність перероблюваної ЗРС є однією з найбільш важливих характеристик для зниження собівартості кінцевого продукту.

У той же час проведені експериментальні дослідження щодо встановлення взаємозв'язку між міцнісними характеристиками залізорудної сировини та вмістом заліза продемонстрували сильний кореляційний зв'язок. Методику проведення експериментів докладно описано в додатку Д.

Під час проведення експериментів було встановлено взаємозв'язок між характеристиками міцності ЗРС Криворізького басейну і вмістом загального заліза в ній. Проведені експерименти продемонстрували наявність лінійної залежності з коефіцієнтом детермінації 0,78. Перевірка значущості залежності згідно з критерієм Фішера демонструє статистичну значущість на рівні надійності 0,95 з оцінкою 4,6. Отриманий взаємозв'язок дозволяє зробити висновок про можливість керування поданням вхідної ЗРС на першій стадії подрібнення з метою досягнення оптимального гранулометричного складу подрібненої руди.

Математичне моделювання інтенсивностей розсіяного та поглиненого ЗРС гамма-випромінювання, описане в пункті 2.7, дозволило дослідити особливості пристроїв, що реалізують опромінення ЗРС. У той же час важливим залишається питання про дослідження гамма-випромінювання як джерела інформації про вміст заліза при врахуванні розсіяного та поглиненого ЗРС гамма-випромінювання. З цією метою були проведені експерименти, що дозволяють досліджувати залежності інтенсивностей розсіяного та

поглиненого гамма-випромінювання від вмісту заліза у ЗРС. Детально проведені експерименти описано в додатку Е.

Під час проведення експериментів встановлено залежність інтенсивності розсіяного та поглиненого гамма-випромінювання від вмісту заліза у ЗРС. Отримані результати демонструють доцільність використання інтенсивності розсіяного гамма-випромінювання в області низьких вмістів загального заліза в ЗРС (концентрація загального заліза менше 25%), у той час як інтенсивність поглиненого гамма-випромінювання дозволяє точніше визначати вміст загального заліза в рудах з показником вмісту заліза понад 25%. Застосування критерію Фішера для цієї залежності демонструє статистичну значущість на рівні надійності 0,95 з оцінкою 4,96.

Висновки до розділу 2

Проведене моделювання I стадії ТПП як складного об'єкта керування та визначення шляхів контролю ХМВ ЗРС дозволяють зробити наступні висновки:

1. Виконаний аналіз показав, що I стадія ТПП належить до складного об'єкта, для якого характерні відсутність математичного опису, нелінійність, стохастичність, нестационарність.
2. Визначено, що керування I стадією ТПП можливе лише за наявності її математичної моделі, яка буде основою розроблення алгоритму керування, який виключає використання методу проб і помилок.
3. Проведений аналіз I стадії ТПП як об'єкта керування дозволив здійснити його декомпозицію на два об'єкти керування: I стадію ПК та I стадію МС, що в подальшому спрощує математичне моделювання I стадії ТПП.
4. Синтезовано математичну модель I стадії ТПП шляхом вибору мультиплікативної структури, що дозволило адаптуватися до умов функціонування I стадії ТПП, з подальшою ідентифікацією параметрів моделі

та врахуванням стану протікання процесів у I стадії ТПП, а також динаміки за допомогою величин запізнювань.

5. Проведено моделювання I стадії ТПП із застосуванням теоретико-ймовірнісного підходу, що дало можливість оцінити ймовірнісні властивості вихідних змінних I стадії ТПП, пов'язавши їх з стохастичністю властивостей ЗРС, що надходить на вхід I стадії ТПП.

6. Сформовано алгоритм керування I стадією ТПП з урахуванням стохастичності властивостей ЗРС, що реалізує оптимальну стабілізацію вихідних змінних: густина зливу класифікатора I стадії ПК та вміст заліза у промпродукті I стадії МС при врахуванні обмежень, що накладаються на функціонування I стадії ТПП.

7. Проведене імітаційне моделювання оптимальної стабілізації I стадії ТПП у статичному режимі підтвердило можливість реалізації стохастичного алгоритму керування за умов функціонування I стадії ТПП.

8. Дослідження показали, що ЯФМ контролю ХМВ ЗРС є одними з найбільш перспективних для розв'язання завдання з визначення властивостей подрібнених шматків руди, оскільки мають достатню глибину проникнення, що зумовлює підвищення якості контролю. Також перевагою цих методів є їхня стійкість до коливань розмірів шматків ЗРС.

9. Результати моделювання показали, що частка розсіяного гамма-випромінювання, порівняно з поглиненими фотонами, зі збільшенням відстані між джерелом випромінювання й детектором зменшується. Причому при зменшенні альbedo ця частка стає меншою. Отриманий результат дозволяє зробити висновок про доцільність при вимірюванні вмісту заліза в ЗРС використання величини інтенсивності поглиненого гамма-випромінювання, що дозволяє збільшити точність контролю.

10. Отримано аналітичну формулу, яка дозволяє за масовою часткою загального заліза в ЗРС оцінити міцність руди. Ураховуючи, що масова частка загального заліза в ЗРС вимірюється оперативно за допомогою ЯФМ, а сама

міцність ЗРС істотно впливає на процес подрібнення, це особливо важливо при побудові АСК ТПП.

11. Доведено необхідність дуального підходу до вимірювання ЯФМ вмісту заліза в ЗРС, пов'язаного з різною величиною вмісту корисного компоненту. При малих вмістах заліза доцільно використовувати розсіяне гамма-випромінювання, а при більш високих вмістах – поглинене гамма-випромінювання. Тому для підвищення точності контролю ХМВ ЗРС пропонується проводити аналіз потоку гамма-випромінювання, поглиненого ЗРС, через те, що кількість поглинених гамма-квантів у результаті фотоефекту значно перевищує кількість розсіяних фотонів при Комптон-ефекті. Проведені дослідження дозволили отримати аналітичну формулу, що реалізує на практиці дуальний підхід до вимірювання ЯФМ вмісту заліза в ЗРС.

Основні результати цього розділу опубліковано в працях [90-95].

РОЗДІЛ 3

ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСУ КЕРУВАННЯ І СТАДІЄЮ ТЕХНОЛОГІЧНОГО ПРОЦЕСУ ПОДРІБНЕННЯ ЗАЛІЗОРУДНОЇ СИРОВИНИ З ВИКОРИСТАННЯМ СИСТЕМ НЕЧІТКОГО ЛОГІЧНОГО ВИВЕДЕННЯ

3.1. Дослідження технологічного процесу керування першою стадією подрібнення, класифікації й магнітної сепарації залізної руди при нечітких і неповних технологічних параметрах

3.1.1. Дослідження принципів формування керування роботою млина з використанням системи нечіткого логічного виведення

При керуванні млином І стадії ТПП ЗРС на нього одночасно впливають декілька вхідних параметрів, серед яких одними з найважливіших є: продуктивність за вхідною рудою (т/год), витрати води (т/год), коефіцієнт міцності руди, що корелює з вмістом загального заліза в руді (балів) та витрата пісків у циклі розвантаження (т/год).

При транспортуванні залізорудної пульпи від млина до класификатора потрібно враховувати деякі її вихідні параметри, які впливають на роботу класификатора. Тому структурна схема математичної моделі для млина є багатопов'язаною. Її вхідні та вихідні вектори та їхній взаємозв'язок при керуванні ТПП на млині буде мати загальний вигляд, представлений на рис. 3.1.

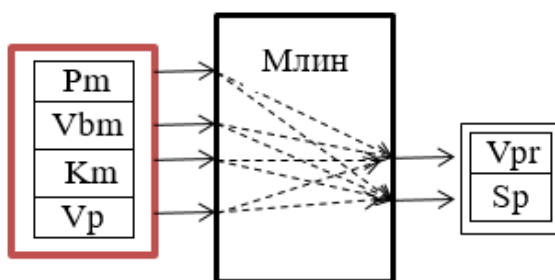


Рис. 3.1. Структурна схема вхідних і вихідних векторів та взаємодій між ними при керуванні ТПП на млині

У табл. 3.1 і 3.2 наведені мінімально й максимально допустимі значення параметрів вхідного та вихідного векторів технологічних параметрів подрібнення ЗРС млином згідно з рис. 3.1., задані експертами.

Таблиця 3.1. Технологічні параметри для визначення вхідного вектора математичної моделі, що використовуються при формуванні керування млином

Найменування технологічного параметра	Позначення параметра	Граничне значення параметра	
		min	max
Продуктивність за вхідною рудою, т/год	Pm	75	170
Витрати води, т/год	Vbm	80	120
Коефіцієнт міцності руди, балів	Km	3	20
Витрата пісків у циклі розвантаження, т/год	Vp	120	255

Таблиця 3.2. Технологічні параметри для визначення вихідного вектора математичної моделі, що використовуються при формуванні керування млином

Найменування технологічного параметра	Позначення параметра	Граничне значення параметра	
		min	max
Витрата подрібненої руди, т/год	Vpr	75	170
Густина пульпи зливу млина, кг/м ³	Sp	1800	2300

Відомо, що якісні характеристики вхідної сировини (зокрема й коефіцієнт міцності) мають стохастичний характер, що потребує врахування як у математичній моделі процесу, так і при формуванні керування технологічним процесом. Також у процесі експлуатації відбуваються зміни характеристик устаткування (зношення футерівки, шарів тощо), які на поточному етапі розвитку наукових уявлень про процеси подрібнення не формалізовані і є достатньо складними для оцінювання. З урахуванням цього,

ефективним підходом до моделювання процесів подрібнення є використання моделей на базі систем НЛВ, оскільки при їх використанні можна врахувати знання експертів-технологів про поведінку системи в різних режимах роботи і при різних якісних характеристиках вхідної сировини.

Кожний параметр вихідного вектора $[V_{pr}, S_p]$, як показує аналіз виробничих процесів, змінюється в широкому діапазоні та залежить від значень вхідних векторів $[P_m, V_{bm}, K_m, V_p]$. На базі поданої структурної схеми (рис. 3.1) було розроблено модель системи керування млином з системою НЛВ [96,97] (рис. 3.2), а також проведено дослідження роботи млина з використанням пакета математичного моделювання *Matlab/Simulink* [98,99].

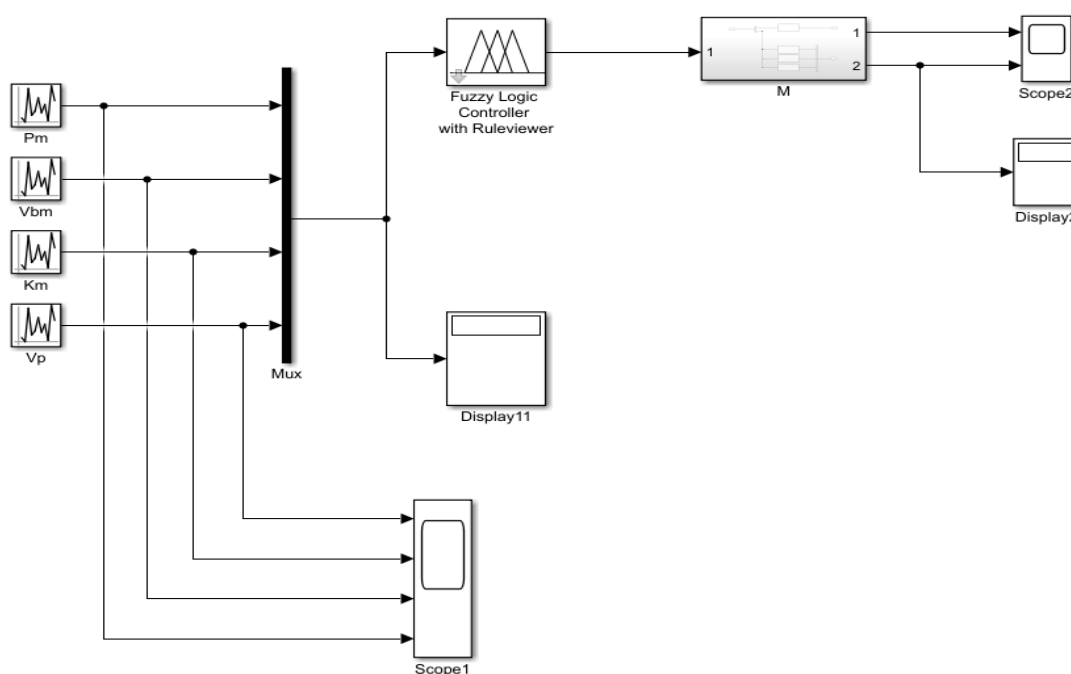


Рис. 3.2. Модель системи керування млином на основі системи НЛВ

Система на рис. 3.2 має нечіткий регулятор «Fuzzy Regulator» для визначення завдання підлеглим контурам керування процесом подрібнення залізної руди у млині. Розроблена модель на основі системи НЛВ для ТПП ЗРС у млині представлена блоками, що задають вхідні параметри вектору $[P_m,$

V_{bm} , K_m , V_p] та вихідні параметри вектору $[V_{pr}, S_p]$. Ці блоки представляють моделі, у яких виводяться значення отриманих вхідних параметрів. Кожен із цих блоків представлений установленим середнім значенням інтервалу для кожного з параметрів і розкиданням від цього інтервалу в межах заданих норм. При розробленні моделі враховано, що при керуванні ТПП ЗРС динаміка млина представлена у вигляді аперіодичної ланки першого порядку [4]. У розробленій моделі як головний регулювальний та керувальний пристрій використовується РНЛ «Fuzzy Logic Controller with Ruleviewer», який працює за заданими правилами нечіткої логіки [100] за алгоритмом Мамдані [101]. Графічне зображення деяких функцій належності наведено на рис. 3.3.

Метод Мамдані серед інших популярних методів нечіткої логіки обрано через те, що він є достатньо гнучким у визначенні нечітких правил і форм функцій належності. На відміну від методу Такагі-Сугено-Канга [102], він здатний описувати нелінійні відношення між вхідними та вихідними змінними, у той час як перший передбачає лінійні відношення між ними. Своєю чергою, метод Ванга-Менделя [103] більш складний в інтерпретації результатів, і налаштування параметрів моделі з його використанням – більш трудомістке завдання порівняно з налаштуванням моделі Мамдані.

Функції належності обраних нечітких змінних вхідних і вихідних параметрів РНЛ, структура яких подана на рис. 3.3, мають по п'ять вхідних і вихідних змінних. У цьому вікні обрано методи дефазифікації, імплікації, а також межі, у яких знаходяться функції належності вхідних і вихідних змінних. Далі синтезовано функції приналежності та обрано їх типи, а також визначено межі, у яких лежать функції належності.

Синтез виконано після того, як в окремому вікні в цій робочій області було реалізовано новий регулятор на базі системи НЛВ типу Мамдані (рис. 3.4, *а*). Далі функцією «Add Variable...» у підпрограмі «Fuzzy» задано необхідну кількість вхідних і вихідних змінних РНЛ (рис. 3.4, *б*) та обрано їх типи, а також визначено межі, у яких лежать функції приналежності.



Рис. 3.3. Функції належності нечітких змінних вхідних і вихідних параметрів для продуктивності за вхідною рудою (а), витратою води в млин (б), коефіцієнтом міцності руди (в) й об'ємом циркулюючого навантаження (г)

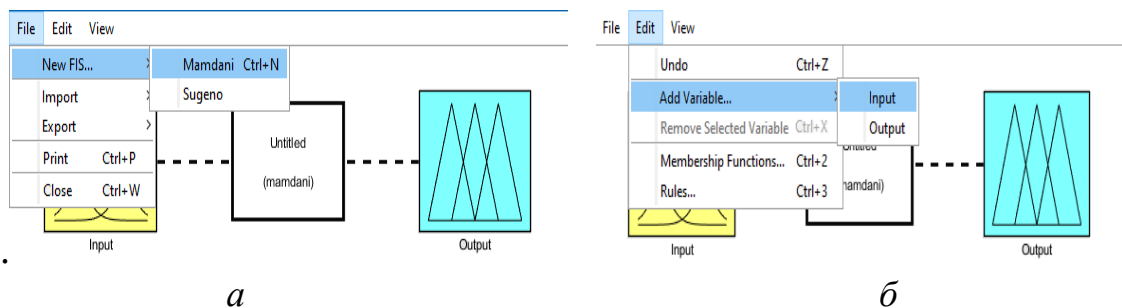


Рис. 3.4. Вікно програми «Fuzzy»: робоче вікно програми для вибору нового РНЛ типу Мамдані (а) і вибір кількості входів і виходів (б)

Типове правило з поданих у таблиці на рис. 3.5, б має вигляд, що визначається виразом

$$R1 (M): \text{If } (Pm \text{ is PB}) \wedge (Vbm \text{ is Z}) \wedge (Km \text{ is Z}) \wedge (Vr \text{ is Z}) \text{ then } (Vpr \text{ is PB}) \wedge (Vp \text{ is Z}). \quad (3.1)$$

Аналогічний вигляд мають й інші правила, подані на рис. 3.5, б.

Після синтезу бази правил (рис. 3.5) визначено поверхні РНЛ для обчислення витрати подрібненої руди в млин Vpr (рис. 3.6). Тут поверхні синтезованого РНЛ для витрати подрібненої руди млином подано залежностями

$$Vpr = f(Pm, Vbm), Vpr = f(Pm, Km), Vpr = f(Pm, Vr), Vpr = f(Vbm, Vr).$$

Після цього, сформовано й виконано синтез бази правил РНЛ (рис. 3.5).

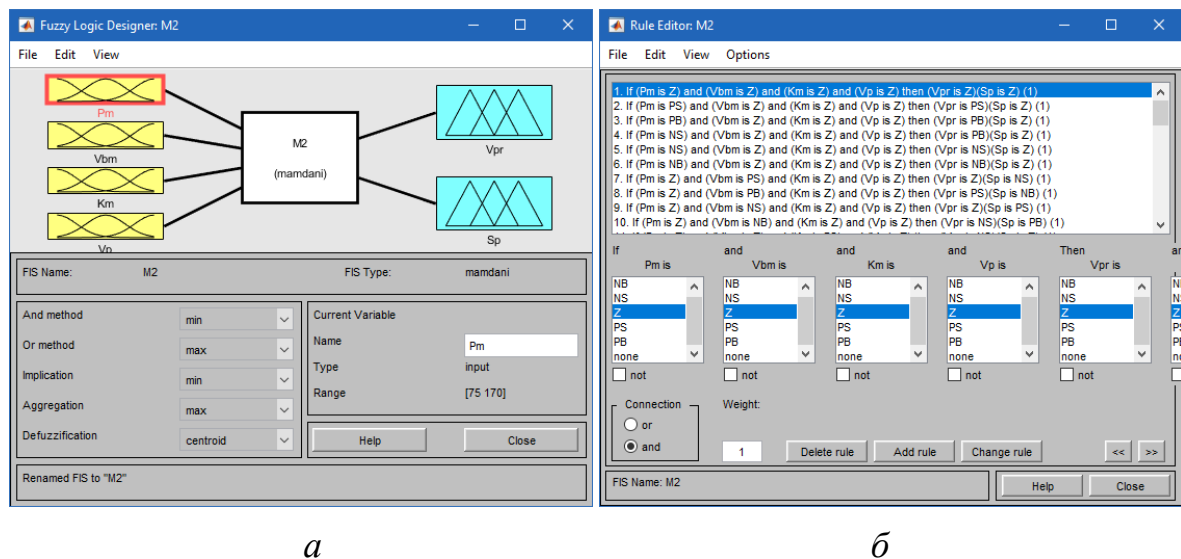


Рис. 3.5. Функції належності вибраних вхідних і вихідних технологічних параметрів (а) і база знань моделі (б)

Поверхні синтезованого РНЛ для визначення густини пульпи зливу млина представлені на рис. 3.7 такими функціональними залежностями

$$Sp = f(Pm, Vbm), Sp = f(Vbm, Vr) \text{ і } Sp = f(Vbm, Km).$$

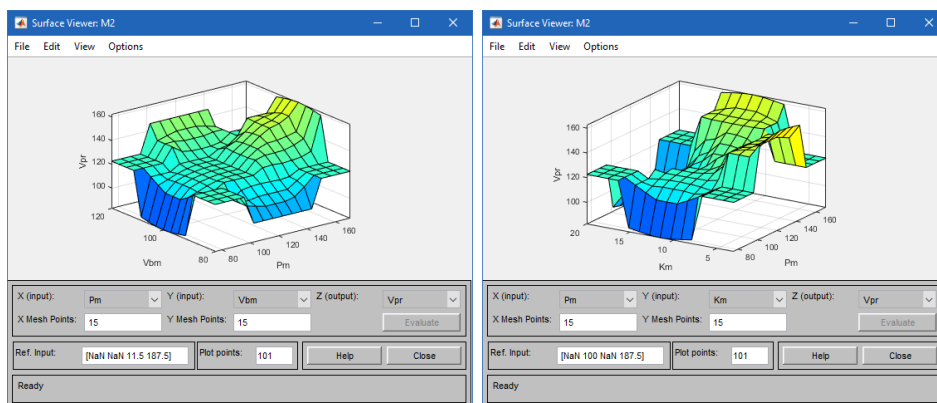
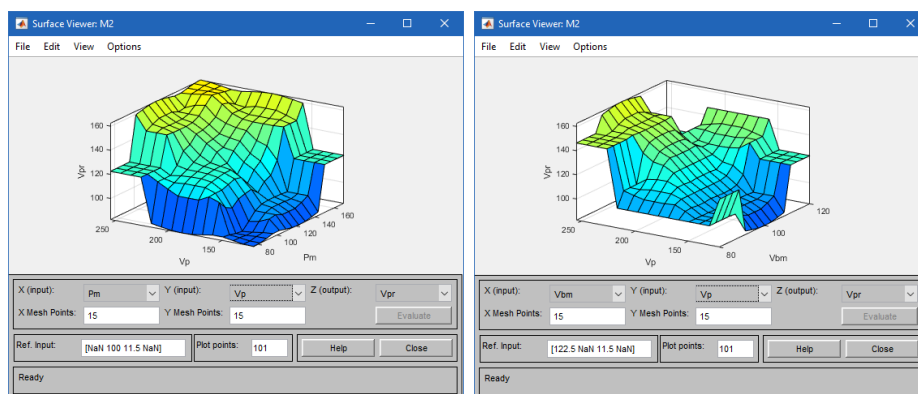
*a**б**в**г*

Рис. 3.6. Візуалізація поверхні синтезованого РНЛ для витрати подрібненої руди в млин V_{pr} залежно від вхідних параметрів: P_m і V_{bm} (*a*), P_m і K_m (*б*), P_m і V_p (*в*), V_{bm} і V_p (*г*)

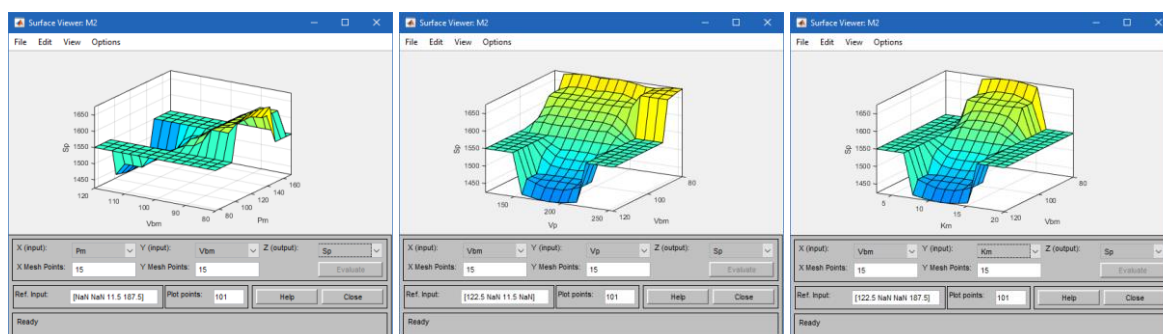
*a**б**в*

Рис. 3.7. Візуалізація поверхні синтезованого РНЛ для визначення густини пульпи зливу млина S_p залежно від вхідних параметрів: P_m і V_{bm} (*a*), V_{bm} і V_p (*б*), V_{bm} і K_m (*в*)

Для визначення впливу вхідних параметрів технологічного процесу на вихідні параметри при подрібненні ЗРС у млині було виконано моделювання при розкиданні даних технологічних параметрів відповідно до табл. 3.1 і 3.2 з відповідними правилами, механізм пошуку загального висновку яких представлено на рис. 3.8.

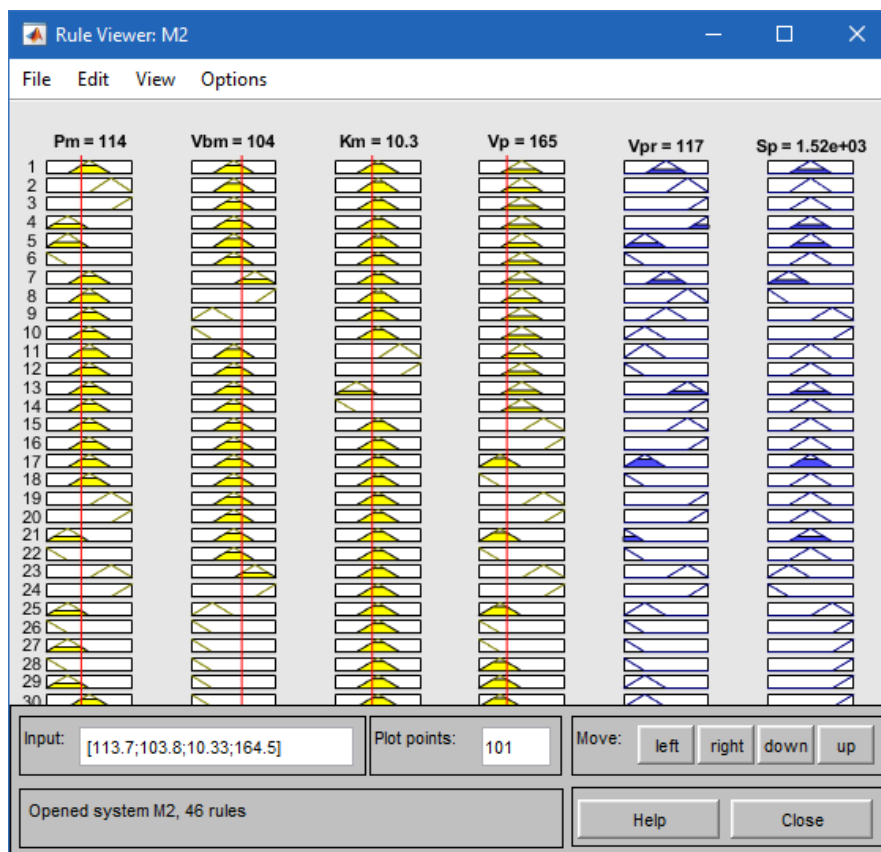


Рис. 3.8. Візуалізація дефазифікації нечіткого виведення

На рис. 3.9, 3.10 наведено результати випробувань розробленої Simulink-моделі. На рис. 3.9 наведено динаміку зміни вхідних величин (витрати пісків у циклі розвантаження, коефіцієнт міцності руди, витрати води, продуктивність за вхідною рудою). На рис. 3.10 показано отримані результати моделювання динаміки вихідних величин: визначення густини пульпи зливу з млина $Sp = f(t)$ (рис. 3.10, а) і витрата подрібненої руди на виході з млина для різних сталих часу аперіодичної ланки передавальної функції – $Vpr = f(t)$ (рис. 3.10, б).

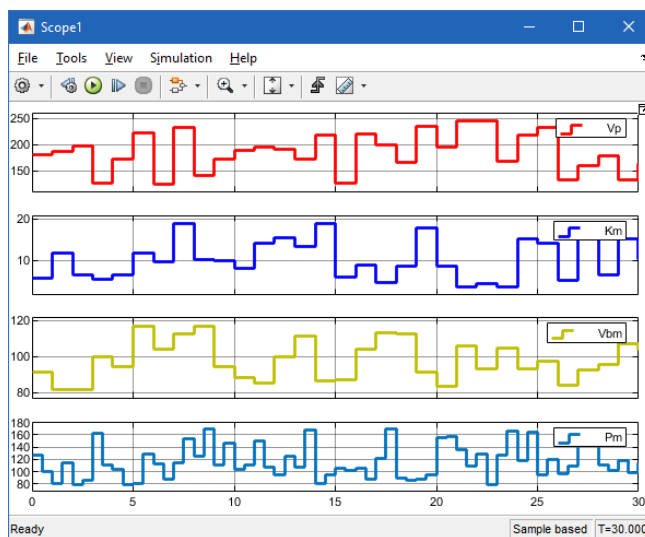


Рис. 3.9. Діаграма вхідних технологічних параметрів для оброблення РНЛ при керуванні млином І стадії ТПП ЗРС: V_p – витрата пісків у циклі розвантаження, т/год; K_m – коефіцієнт міцності руди, балів; V_{bm} – витрати води, т/год; P_m – продуктивність за вхідною рудою, т/год

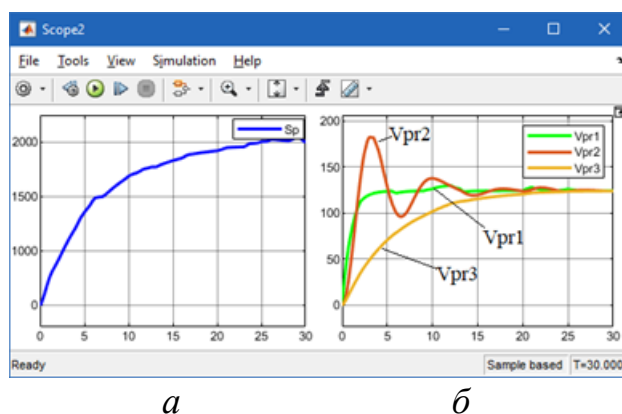


Рис. 3.10. Результати моделювання системи керування млином І стадії ТПП ЗРС з використанням РНЛ: *a* – густина пульпи зливу млина, кг/м³; *б* – витрати подрібненої руди на виході з млина, т/год

Модель керування млином описано у вигляді передавальної функції. Для визначення вихідної залежності зміни витрати подрібненої руди на виході із млина – V_{pr} представлена різними трьома ланками: 1 – аперіодичною $W(s) = \frac{0.08}{s+1}$, 2 і 3 – відповідно: $W(s) = \frac{0.08}{s^2+0.5s+1}$ і $W(s) = \frac{0.08}{s^2+6s+1}$. Результати досліджень показали, що час, при якому закінчується перехідний процес, для витрат подрібненої руди на виході з млина (V_{pr}) дорівнює 25

секундам для всіх вищезазначених ланок. Вихідні множини для визначення густини пульпи зливу з млина $S_p = f(t)$ (рис. 3.10, а) залишаються незмінними в часі після 25 секунд.

Для визначення впливу параметрів вхідного вектора на вихідні функціональні залежності: витрату подрібненої руди V_{pr} (т/год) і густина пульпи зливу S_p з млина (кг/м^3) – виконано моделювання при такій зміні значень: продуктивності за вхідною рудою P_m (т/год), витрати води в млин V_{bm} (т/год), міцності руди K_m (бали), а також витрати пісків у циклі розвантаження V_r (т/год). При проведенні експериментальних досліджень змінювалися дані вхідних технологічних параметрів млина, які наведено в табл. 3.3.

Таблиця 3.3. Дані про зміни вхідних технологічних параметрів млина

Позначення параметра	Граничне значення параметра											
	№ експерименту											
	1		2		3		4		5		6	
	min	max	min	max	min	max	min	max	min	max	min	max
P_m , т/год	75	170	150	400	15	40	100	200	75	170	165	170
V_{bm} , т/год	80	120	80	120	80	120	100	250	80	120	80	120
K_m , балів	3	20	3	20	3	20	3	20	15	20	3	20
V_r , т/год	120	255	120	255	120	255	120	255	120	255	200	300

Результати моделювання представлено на рис. 3.11.

Аналіз отриманих характеристик (рис. 3.11) показує, що регулятор на основі системи НЛВ «Fuzzy Logic Controller with Ruleviewer» формує вихідні параметри витрати подрібненої руди V_{pr} на рівні 125 т/год, а густина пульпи зливу S_p млина – на рівні 2050 кг/м^3 . Зміна вхідних параметрів впливає на середнє значення вихідних параметрів млина. Зміна значень продуктивності за вхідною рудою P_m на рівні від мінімального значення 15 т/год до максимального значення 40 т/год (табл. 3.3, експеримент № 3) практично не

впливає на середнє значення витрати подрібненої руди V_{pr} і густини пульпи зливу S_p із млина.

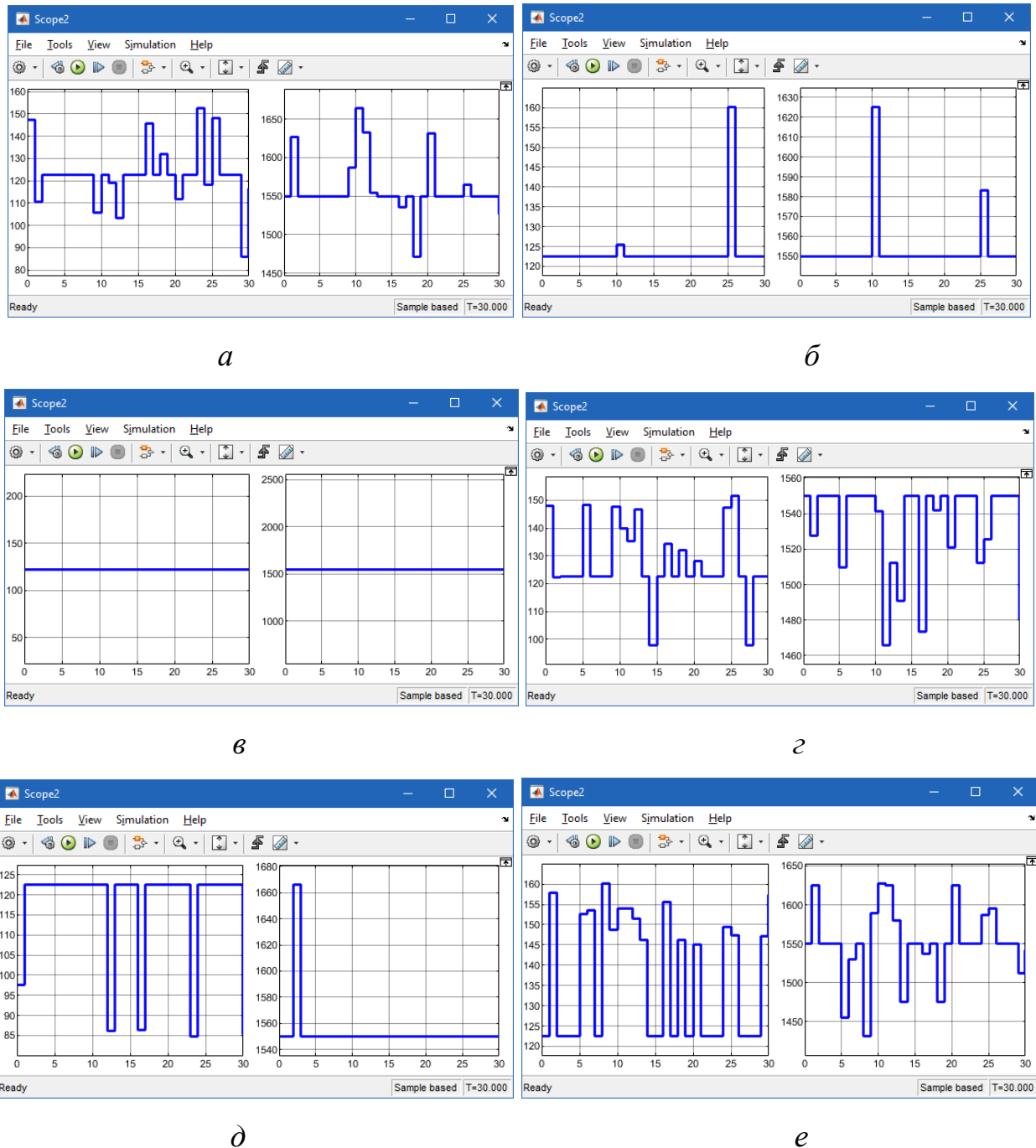


Рис. 3.11. Результати моделювання за даними табл. 3.3: *a*, *б*, *в*, *г*, *д*, *е* – відповідно, експерименти №1 – №6

Найбільший вплив на витрату подрібненої руди V_{pr} і густини пульпи зливу S_p з млина одночасно надають: продуктивність за вхідною рудою P_m на рівні від мінімального значення 165 т/год до максимального значення

170 т/год, витрата пісків у циклі розвантаження V_p від мінімального значення 200 т/год до максимального значення 300 т/год (табл. 3.3, експеримент № 6).

Отже, при автоматизованому керуванні млином I стадії ТПП ЗРС на основі регулятора нечіткої логіки, як показали результати моделювання, достатньо враховувати такі технологічні вхідні параметри, як продуктивність за вхідною рудою, витрата води в млин, коефіцієнт міцності руди (що корелює з вмістом заліза загального в руді) і витрата пісків у циклі розвантаження.

3.1.2. Дослідження принципів формування керування роботою класифікатора з використанням системи нечіткого логічного виведення

Ураховуючи особливості технологічного процесу, доцільно визначити вхідні та вихідні множини для класифікатора I стадії ПК ЗРС. При побудові математичної моделі для керування класифікатором потрібно використати вхідні множини, що надходять із моделі млина: витрату подрібненої руди V_{pr} (т/год), густина пульпи зливу S_p (кг/м³) і додатково враховувати витрати води в класифікатор V_{bk} (т/год). Вихідними параметрами класифікатора є густина пульпи зливу з класифікатора S_z (кг/м³), витрата пісків у циклі розвантаження V_p (т/год), крупність зливу K_z (мм) і продуктивність за зливом P_z (т/год). Експертним оцінюванням обрано діапазони зміни нечітких вхідних і вихідних множин (таблиці 3.4 та 3.5).

Таблиця 3.4. Технологічні параметри для визначення вхідного вектора математичної моделі, що використовуються при формуванні керування класифікатором

Найменування технологічного параметра	Позначення параметра	Граничне значення параметра	
		min	max
Витрата подрібненої руди, т/год	V_{pr}	75	170
Густина пульпи зливу млина, кг/м ³	S_p	1800	2300
Витрати води в класифікатор, т/год	V_{bk}	200	230

Таблиця 3.5. Технологічні параметри для визначення вихідного вектора математичної моделі, що використовуються при формуванні керування класифікатором

Найменування технологічного параметра	Позначення параметра	Граничне значення параметра	
		min	max
Густина зливу класифікатора, кг/м ³	Sz	1400	1700
Витрата пісків у циклі розвантаження, т/год	Vp	120	255
Крупність зливу класифікатора, мм	Kz	0,05	0,1
Продуктивність за зливом класифікатора, т/год	Pz	75	170

Розроблено нечіткі правила для опису роботи системи керування класифікатором I стадії ТПП ЗРС, одне з яких представлено в такому вигляді

$$R1 (K): \text{If } (V_{pr} \text{ is } Z) \wedge (S_p \text{ is } PB) \wedge (V_{bk} \text{ is } Z) \text{ then} \\ (S_z \text{ is } NB) \wedge (V_p \text{ is } NS) \wedge (K_z \text{ is } NS) \wedge (P_z \text{ is } PB) \quad (3.2)$$

Графіки поверхні відклику синтезованого РНЛ для визначення густини пульпи зливу з класифікатора залежно від вхідних технологічних параметрів подано на рис. 3.12. Результати досліджень підтверджують вплив на густину пульпи зливу класифікатора таких технологічних параметрів: витрата пісків, крупність та продуктивність зливу класифікатора.

Графіки поверхні відгуку синтезованого РНЛ для визначення витрат пісків у циклі розвантаження класифікатора подано на рис. 3.13. На цьому рисунку позначено функціональні залежності:

$$\alpha - [V_p] = f(V_{pr}, S_p), \quad \beta - [V_p] = f(V_{pr}, V_{bk}), \\ \epsilon - [V_p] = f(S_p, V_{bk}).$$

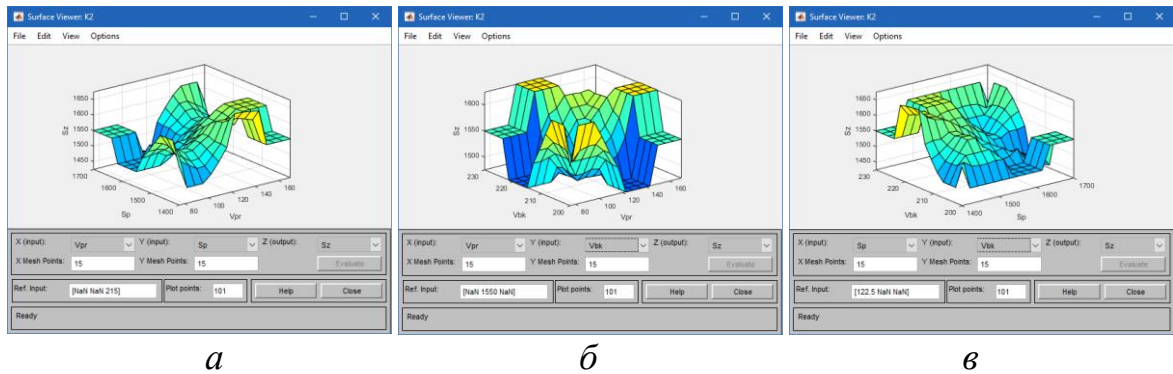
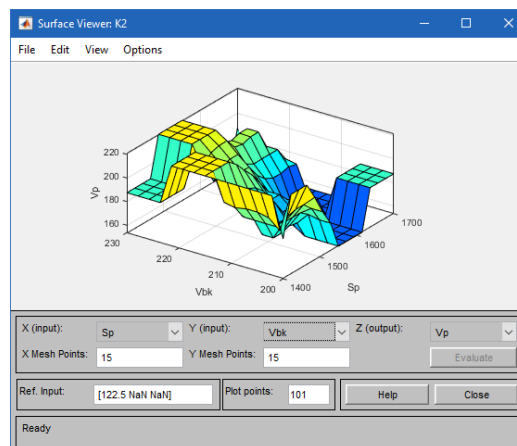
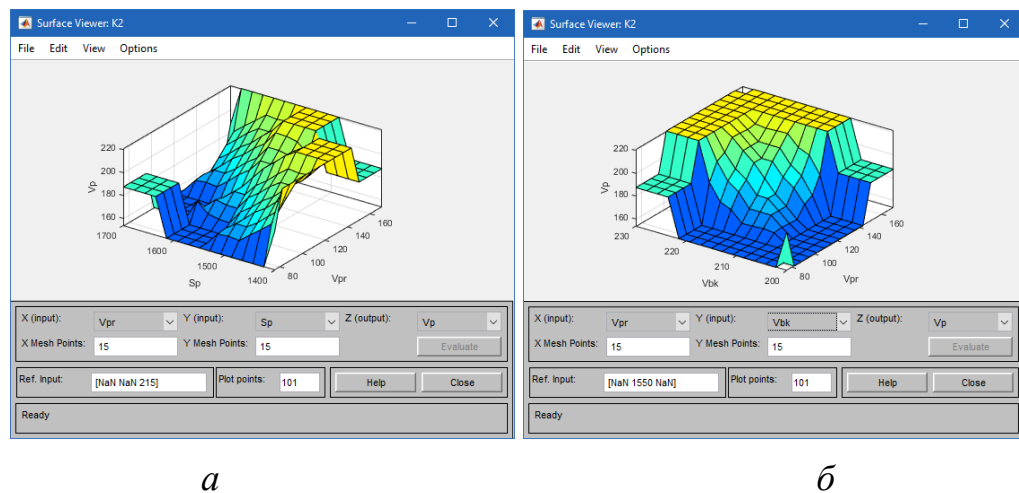


Рис. 3.12. Візуалізація поверхні синтезованого РНЛ для визначення густини пульпи зливу класифікатора S_z залежно від вхідних параметрів: V_{pr} і Sp (*a*), V_{pr} і V_{bk} (*б*), Sp і V_{bk} (*в*)



в

Рис. 3.13. Візуалізація поверхні синтезованого РНЛ для визначення витрат пісків у циклі розвантаження V_p класифікатора залежно від вхідних параметрів: V_{pr} і Sp (*a*), V_{pr} і V_{bk} (*б*), Sp і V_{bk} (*в*)

Графіки поверхні синтезованого РНЛ для визначення крупності зливу з класифікатора подано на рис. 3.14.

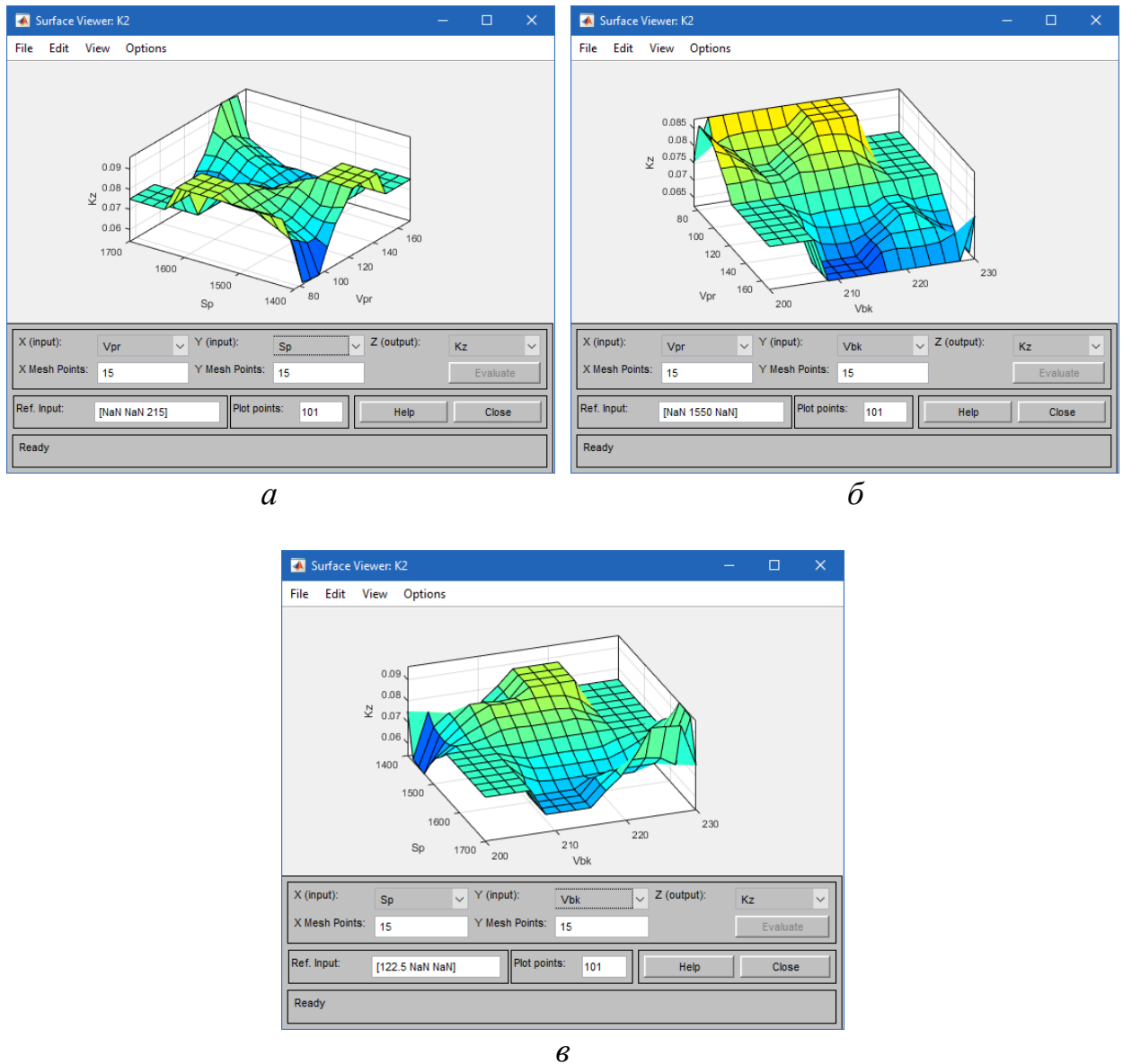


Рис. 3.14. Візуалізація поверхні синтезованого РНЛ для визначення крупності зливу K_z класифікатора залежно від вхідних параметрів: V_{pr} і Sp (*a*), V_{pr} і V_{bk} (*б*), Sp і V_{bk} (*в*)

Відповідно, графіки поверхні синтезованого РНЛ для визначення продуктивності зливу класифікатора наведено на рис. 3.15.

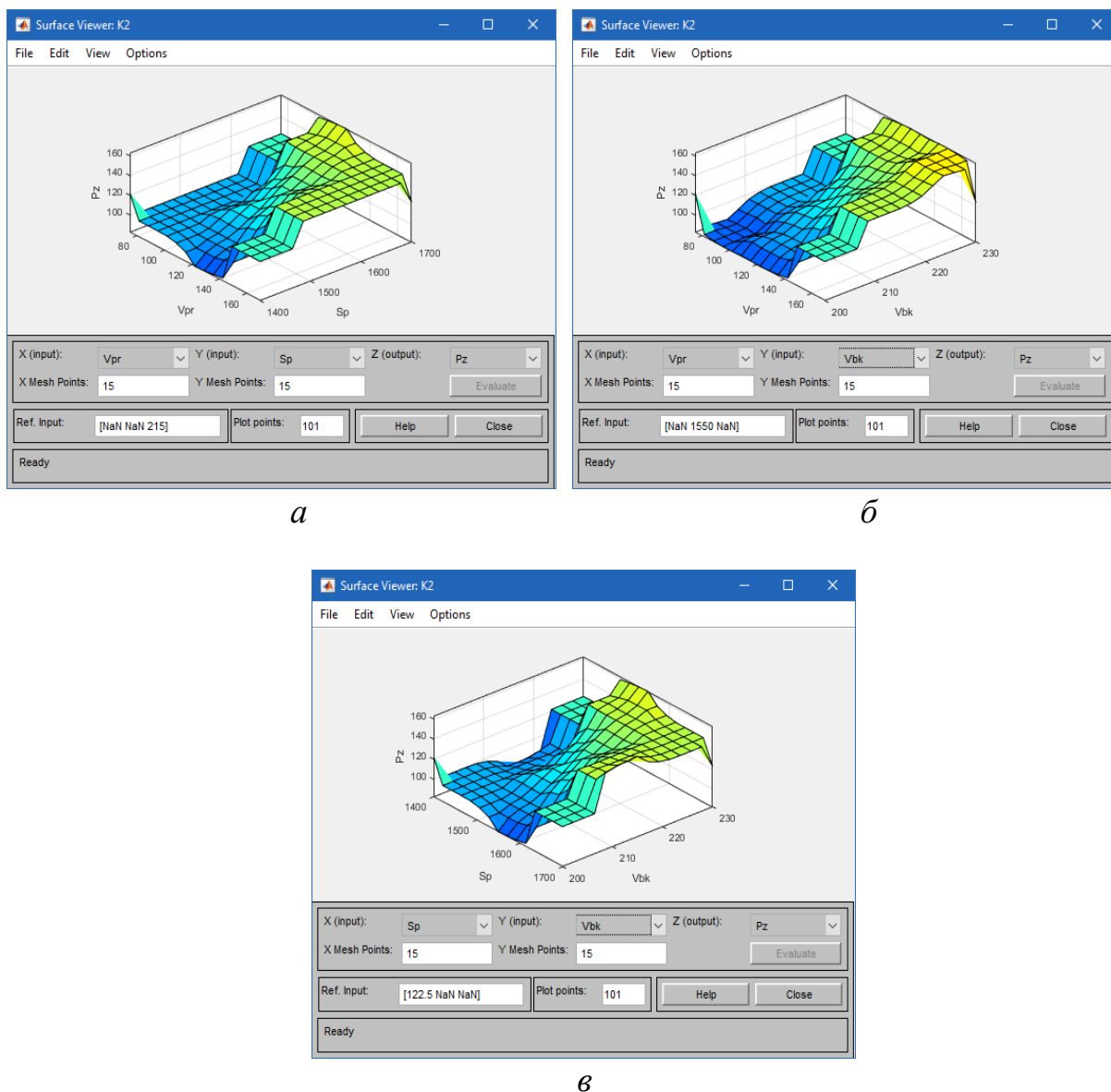


Рис. 3.15. Візуалізація поверхні синтезованого РНЛ для визначення продуктивності за зливом Pz класифікатора залежно від вхідних параметрів: Vbm і Sp (а), Vbm і Vpr (б), Sp і Vpr (в), Vpr і Sp (г)

Для забезпечення заданого режиму функціонування при керуванні технологічним процесом розподілу залізної руди в класифікаторі запропоновано доповнити систему блоком регулятора Fuzzy Logic Controler на базі системи НЛВ, позначеного на рис. 3.16 як К. Вхідними параметрами системи є витрати подрібненої руди Vpr (т/год), густина пульпи зливу Sp (кг/м³) із млина й витрати води в класифікатор Vbk (т/год). У моделі використано вихідні множини: густина пульпи зливу Sz (кг/м³), витрати пісків

у циклі розвантаження V_p (т/год), крупність зливу K_z (мм) і продуктивність за зливом P_z з класифікатора (т/год).

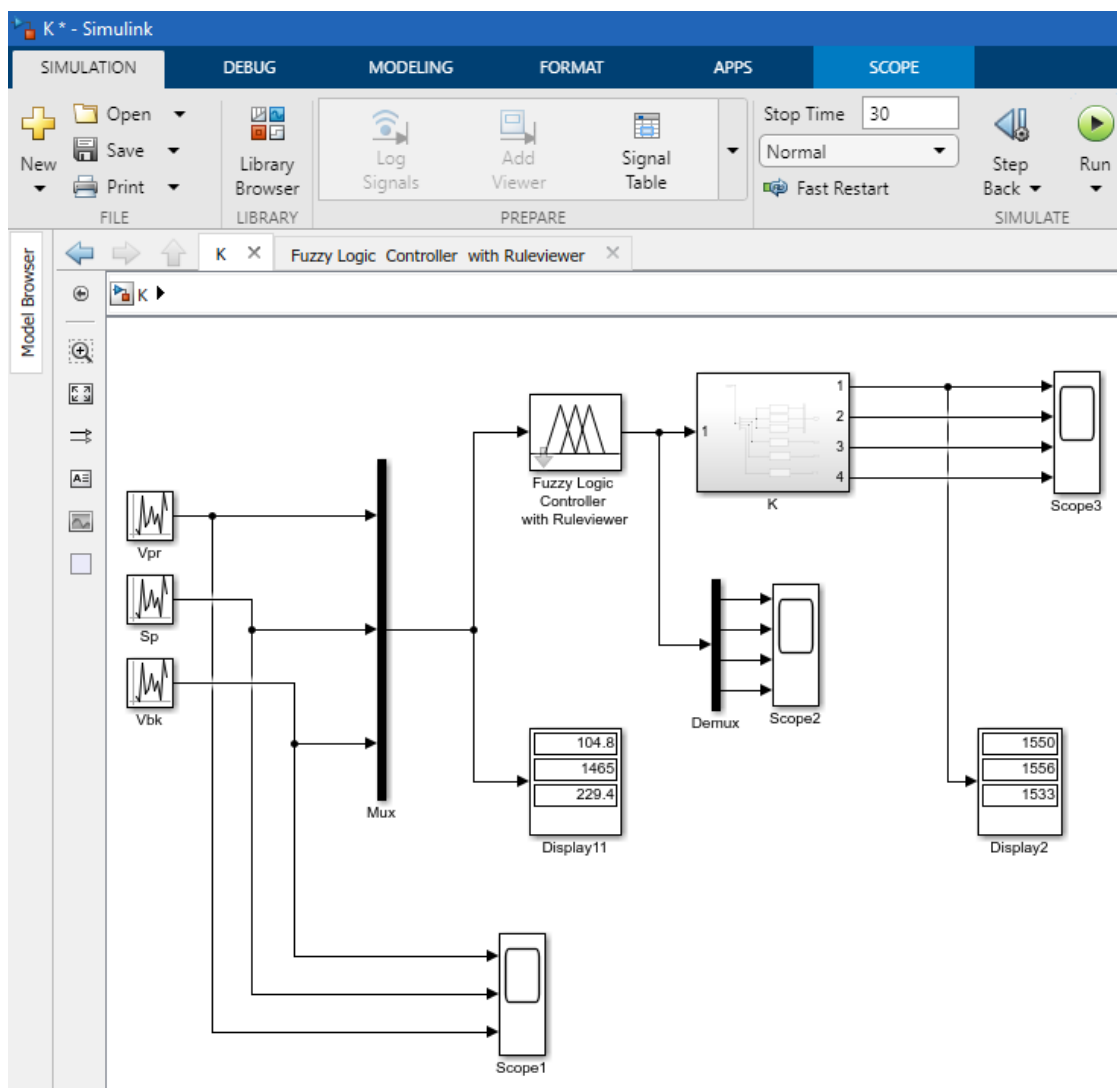


Рис. 3.16. Модель системи керування класифікатором на основі системи НЛВ у ТПІ ЗРС

На виході контролера Fuzzy Logic Controller формується сигнал керування, який по суті є коригувальним впливом, що вводиться в систему керування технологічним процесом розподілу залізної руди в класифікаторі для утримання її в регламентному стані.

З використанням розробленої моделі керування технологічним процесом розподілу залізної руди в класифікаторі з блоком формування керівних впливів на основі системи НЛВ було проведено дослідження впливу

вхідних параметрів, поданих на рис. 3.17, *а*, на динаміку зміни вихідних параметрів. Результати моделювання подано на рис. 3.17, *б*.

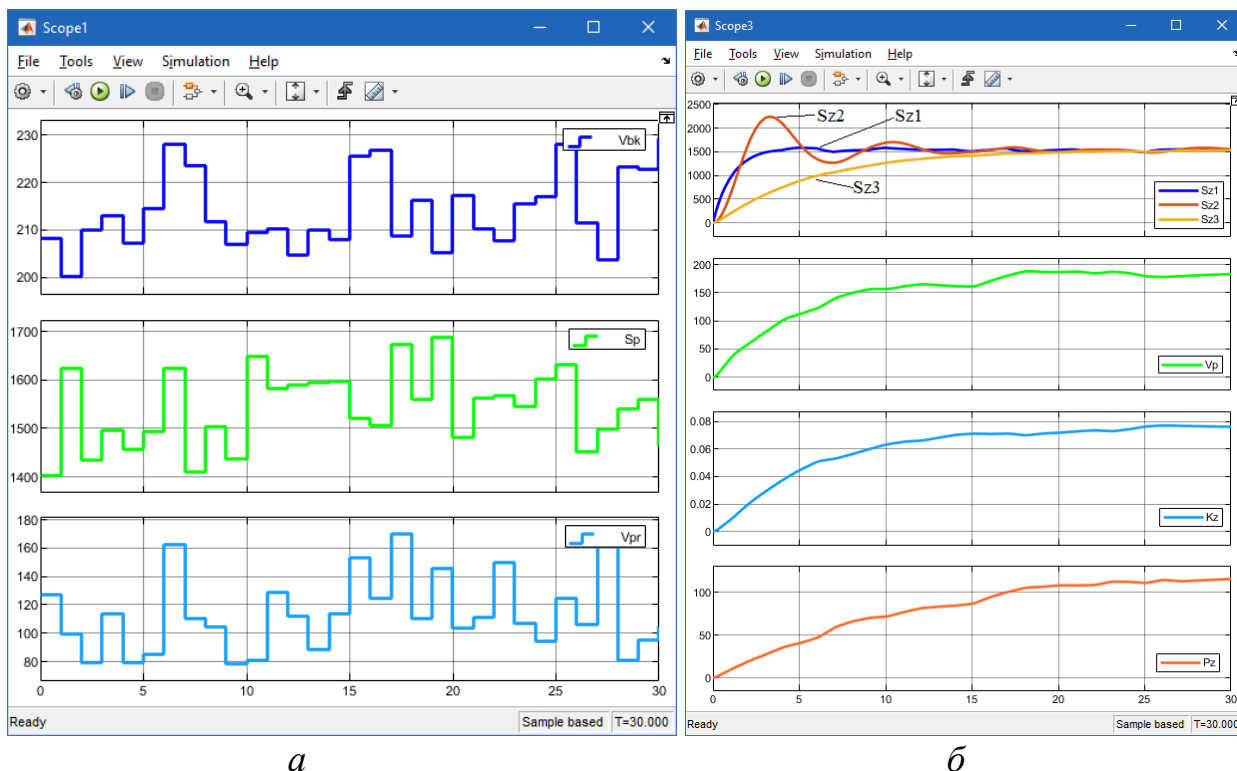


Рис. 3.17. Результати моделювання процесу керування технологічним процесом розподілу залізної руди в класифікаторі з блоком формування керівних впливів на основі системи НЛВ: *а* – вхідні множини і *б* – вихідні множини

При поданні на вхід моделі множин $[Vpr, Sp \text{ і } Vbk]$, які позначено на рис. 3.17, *а*, вихідні величини змінюються таким чином, як подано на графіках рис. 3.17, *б*.

На першому графіку представлено перехідні процеси за густиною пульпи зливу $Sz1 = f_1(t)$, $Sz2 = f_2(t)$ і $Sz3 = f_3(t)$ при різних значеннях сталої часу об'єкта керування. На другому подано перехідний процес за витратою пісків у циклі розвантаження Vp ; на третьому – динаміку зміни крупності зливу Kz ; на четвертому – динаміку продуктивності за зливом з класифікатора Pz .

Проведено дослідження впливу передавальних функцій на вихідну залежність зміни густини пульпи зливу класифікатора $Sz = f(t)$. Класифікатор

представлений трьома ланками: 1 – аперіодичною $W(s) = \frac{1}{s+1}$, 2 і 3 – $W(s) = \frac{1}{s^2+0.5s+1}$ і $W(s) = \frac{1}{s^2+6s+1}$. Результати досліджень показали, що найменший час у 5 с, при якому закінчується перехідний процес зміни густини пульпи зливу класифікатора, характерний для $Sz1 = f_1(t)$, що представлений на першому графіку. Час перехідного процесу при використанні першої та другої ланок закінчується за 20 секунд. При визначенні витрат пісків у циклі розвантаження V_p , крупності зливу K_z і продуктивності за зливом P_z класифікатор подано аперіодичною ланкою. Результат моделювання наведено на графіках, представлених на рис. 3.17, б. Як показали результати моделювання, час перехідного процесу складає близько 20-25 с за крупністю зливу K_z і продуктивністю за зливом P_z . У той же час для витрат пісків у циклі розвантаження V_p перехідний процес має коливальний характер.

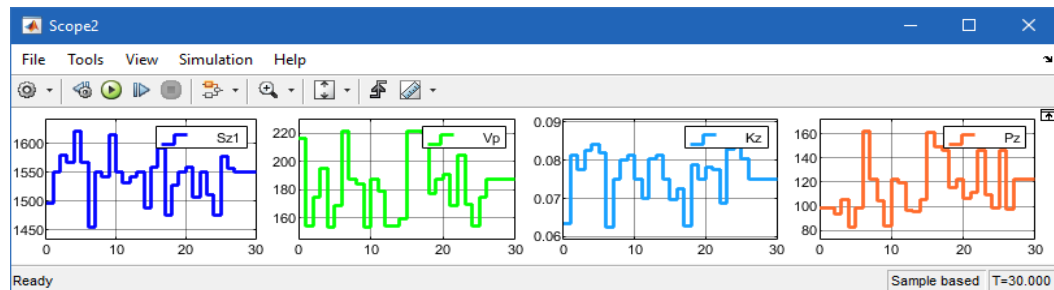
Для визначення впливу параметрів вхідного вектора на вихідні функціональні залежності: густини пульпи зливу класифікатора Sz , витрати пісків у циклі розвантаження V_p , крупності зливу K_z і продуктивності за зливом P_z класифікатора – виконано моделювання при такій зміні значень: витраті подрібненої руди V_{pr} , густини пульпи зливу млина S_p і витраті води V_{bk} . Дані про дослідження зміни вхідних технологічних параметрів млина наведено в табл. 3.6.

Таблиця 3.6. Дані про зміни вхідних технологічних параметрів класифікатора

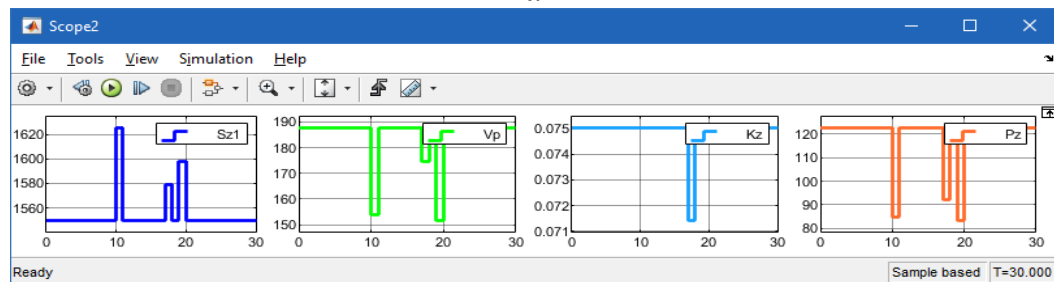
Позначення параметра	Граничне значення параметра							
	№ експерименту							
	1		2		3		4	
	min	max	min	max	min	max	min	max
V_{pr} , т/год	75	170	100	600	100	600	100	600
S_p , кг/м ³	1400	1700	1700	2000	1400	1700	1400	1700
V_{bm} , т/год	200	230	200	230	200	230	255	400

За характеристиками, наведеними на рис. 3.18, видно, що РНЛ «Fuzzy Logic Controller with Ruleviewer» формує такі завдання локальним контурам

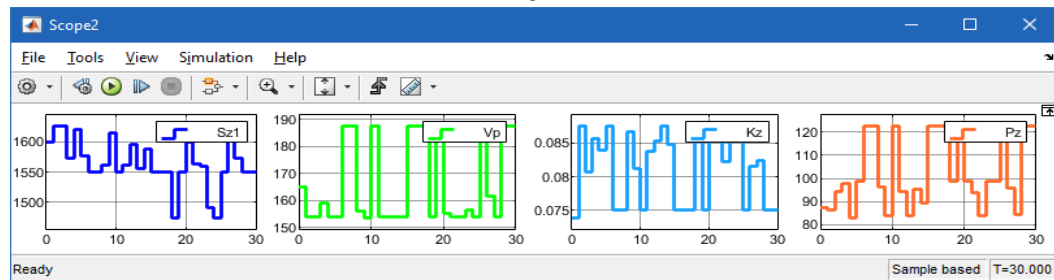
керування технологічними параметрами: густина пульпи зливу класифікатора Sz на рівні 1550 кг/м^3 , витрата пісків у циклі розвантаження Vp – 190 т/год, крупність зливу Kz – 0,075 мм і продуктивність за зливом класифікатора Pz – 120 т/год.



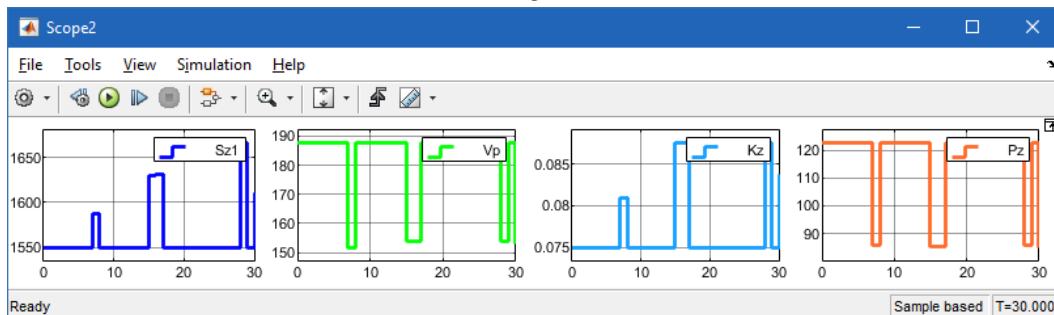
а



б



в



г

Рис. 3.18. Результати моделювання (табл. 3.6): а, б, в, г – експерименти

№ 1–4

Зміна вхідних параметрів впливає на середнє значення вихідних параметрів класифікатора. Зміна значень V_p на рівні від мінімального значення 100 т/год до максимального значення 600 т/год (табл. 3.6, експеримент №3) найбільше впливає на вихідні функціональні залежності: густину пульпи зливу класифікатора S_z (кг/м³), витрату пісків у циклі розвантаження V_p (т/год), крупність зливу K_z (мм) і продуктивність за зливом P_z (т/год).

Отже, при автоматизованому керуванні класифікатором I стадії ТПП ЗРС з використанням регулятора на основі системи НЛВ, як показали результати моделювання, достатньо враховувати такі технологічні вхідні параметри, як витрата подрібненої руди, густина пульпи зливу млина й витрати води. При цьому модель класифікатора як об'єкта керування представляється аперіодичною передавальною функцією.

3.1.3. Дослідження принципів формування керування роботою магнітного сепаратора з використанням системи нечіткого логічного виведення

Останнім об'єктом у технологічному ланцюзі I стадії ТПП ЗРС є магнітний сепаратор. Ураховуючи особливості технологічного процесу керування магнітним сепаратором першої стадії, на його роботу одночасно впливають такі вхідні параметри: густина пульпи зливу класифікатора S_z (кг/м³), крупність зливу K_z (мм) і продуктивність зливу P_z (т/год) класифікатора. Вихідними параметрами магнітного сепаратора є масова частка заліза Fe (%) і продуктивність за вихідним промпродуктом P_c (т/год). Експертною оцінкою обрано діапазони зміни вхідних і вихідних множин (табл. 3.7 та 3.8).

Розроблено нечіткі правила для опису роботи системи керування магнітним сепаратором для I стадії ТПП ЗРС, одне з яких представлено в такому вигляді

$$R1 (C): \text{If } (Sz \text{ is PS}) \wedge (Kz \text{ is PS}) \wedge (Pz \text{ is Z}) \text{ then } (Fe \text{ is NS}) \wedge (Pc \text{ is Z}) \quad (3.3)$$

Таблиця 3.7. Технологічні параметри для визначення вхідного вектора математичної моделі, що використовуються при формуванні керування магнітним сепаратором

Найменування технологічного параметра	Позначення параметра	Граничне значення параметра	
		min	max
Густина зливу класифікатора, кг/м ³	Sz	1400	1700
Крупність зливу класифікатора, мм	Kz	0,05	0,1
Продуктивність зливу класифікатора, т/год	Pz	75	170

Таблиця 3.8. Технологічні параметри для визначення вихідного вектора математичної моделі, що використовуються при формуванні керування магнітним сепаратором

Найменування технологічного параметра	Позначення параметру	Граничне значення параметра	
		min	max
Масова доля заліза, %	Fe	52	58
Продуктивність за вихідним залізом, т/год	Pc	50	150

Виконання синтезу бази правил, функцій належності та загального висновку дозволило за допомогою підпрограми «Fuzzy» в середовищі програмування *Matlab/Simulink* визначити поверхні РНЛ магнітного сепаратора для I стадії МС ЗРС. Графіки поверхні синтезованого РНЛ для розрахунку масової частки заліза Fe, в залежності від вхідних технологічних параметрів (густини пульпи зливу Sz, крупності зливу Kz і продуктивності зливу Pz класифікатора), подано на рис. 3.19.

Графіки поверхні синтезованого РНЛ для розрахунку продуктивності за вихідним залізом Pc для магнітного сепаратора подано на рис. 3.20. На цьому рисунку позначено функціональні залежності: $a - [Pc] = f_1(Sz, Pz)$, $b - [Pc] = f_2(Pz, Kz)$.

Як показали результати моделювання, на значення масової частки заліза Fe на виході магнітного сепаратора найбільший вплив чинять зміни технологічних параметрів Sz, Pz та Kz. На продуктивність за вихідним промпродуктом Pc магнітного сепаратора також впливають ці ж самі вхідні технологічні параметри.

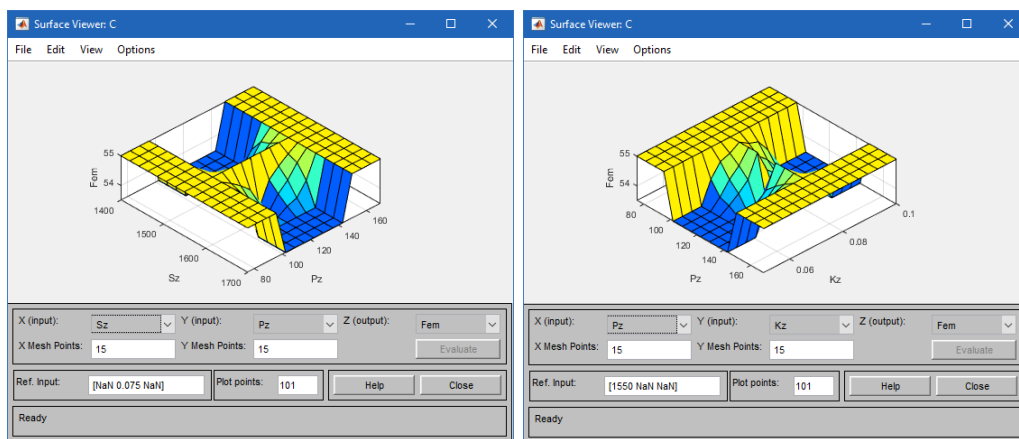
*a**б*

Рис. 3.19. Візуалізація поверхні синтезованого РНЛ для визначення масової частки заліза Fe на виході магнітного сепаратора в залежності від вхідних технологічних параметрів: Sz і Pz (a), Pz і Kz (б)

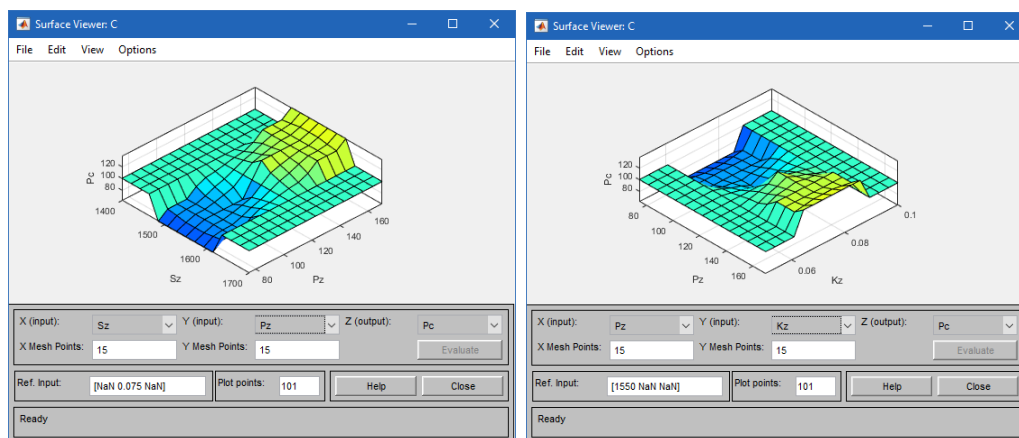
*a**б*

Рис. 3.20. Візуалізація поверхні синтезованого РНЛ для визначення продуктивності за вихідним промпродуктом Pc на виході магнітного сепаратора залежно від вхідних параметрів: Sz і Pz (a), Pz і Kz (б)

Для забезпечення заданого режиму функціонування при керуванні технологічним процесом магнітної сепарації запропоновано доповнити систему блоком регулятора Fuzzy Logic Controller на базі системи НЛВ, позначеного на рис. 3.21 як С. На вхід мультиплексору MUX подаються вхідні технологічні параметри: густина пульпи зливу S_z , крупність зливу K_z і продуктивність зливу P_z класифікатора. Вихідний сигнал мультиплексору MUX є вхідним для контролера Fuzzy Logic Controller і формує керівний сигнал для системи керування магнітним сепаратором для утримання його в регламентному стані.

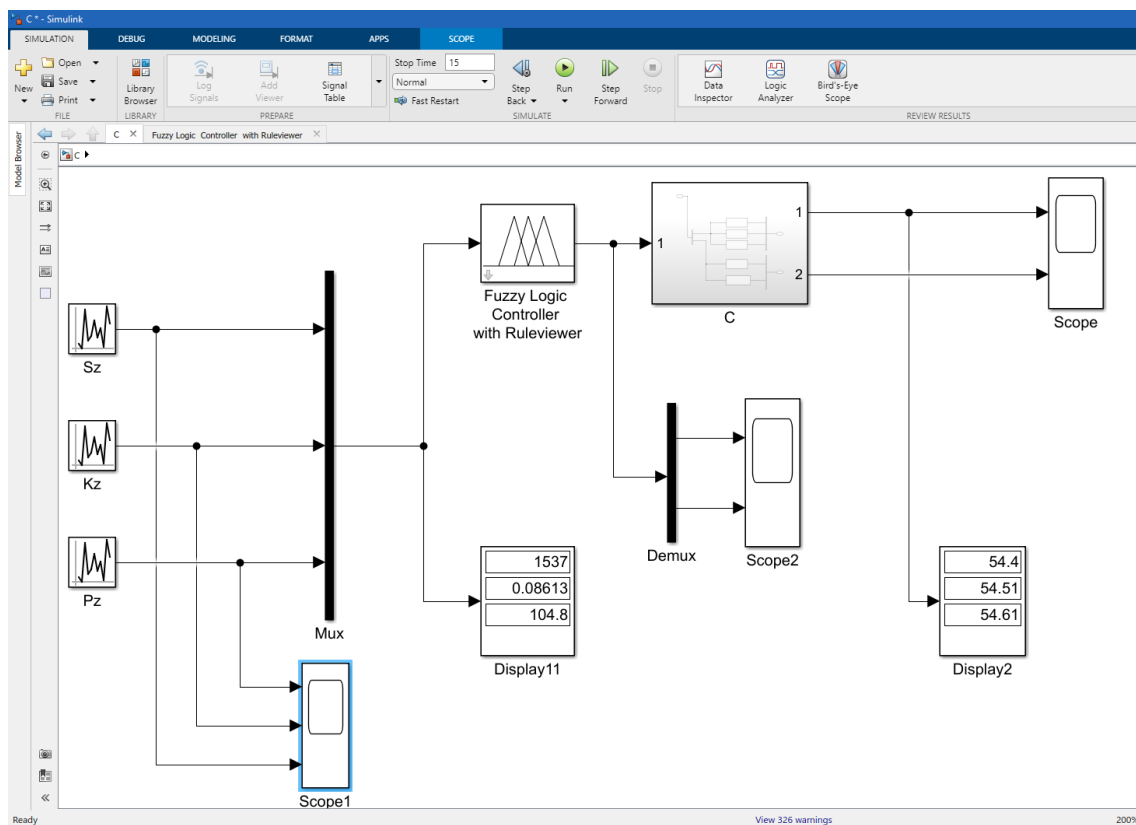


Рис. 3.21. Модель системи керування магнітним сепаратором на основі системи НЛВ в технологічному процесі магнітної сепарації

Використовуючи розроблену модель системи на основі системи НЛВ для керування технологічним процесом переробки залізної руди в магнітному сепараторі, проведено дослідження впливу вхідних параметрів, поданих на рис. 3.22, а, на вихідні. Результати моделювання подано на рис. 3.22, б.

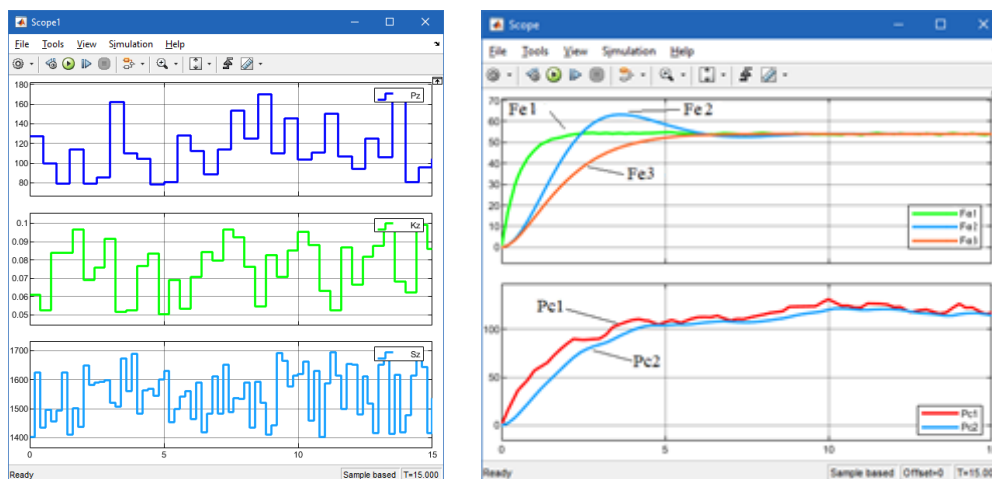
*a**б*

Рис. 3.22. Результати моделювання процесу керування технологічним процесом переробки залізної руди в магнітному сепараторі на основі системи НЛВ: *a* – вхідні множини і *б* – вихідні множини

При випробуванні системи на вхід моделі подавалися значення сигналів [Sz, Kz, Pz], що відповідають режиму функціонування об'єкта керування й були отримані шляхом пасивного експерименту на фабриці збагачення ГЗК ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» (рис. 3.22, *a*). Результати випробування представлено на двох графіках, що зображених на рис. 3.22, *б*. На першому графіку представлено перехідні процеси за масовою часткою заліза Fe на виході магнітного сепаратора $Fe1 = f_1(t)$, $Fe2 = f_2(t)$ і $Fe3 = f_3(t)$ при різних сталих часу об'єкта керування, що використовувалися при моделюванні. На другому графіку – перехідні процеси $Pc1 = f_4(t)$ і $Pc2 = f_5(t)$ за продуктивністю за вихідним залізом Pc на виході магнітного сепаратора. При виконанні моделювання магнітний сепаратор з погляду динаміки представлений трьома ланками: 1 – аперіодичною $W(s) = \frac{2}{s+2}$, 2 і 3 – відповідно: $W(s) = \frac{1}{s^2+s+1}$ і $W(s) = \frac{1}{s^2+2s+1}$.

Результати досліджень показали, що найменший час, при якому закінчується перехідний процес $Fe1 = f_1(t)$, складає 3 с. При ньому досягається вихід масової частки заліза на виході сепаратора в розмірі 55%. Другий перехідний процес $Fe2 = f_2(t)$ є коливальним, і закінчується за 10 с також із

55% виходом масової частки заліза. Графік третього перехідного процесу $Fe_3 = f_3(t)$ також має коливальний характер і показує, що перехідний процес закінчується за 6 с, при цьому також досягається максимальний відсоток (55%) виходу масової частки заліза. При визначенні продуктивності за промпродуктом P_c на виході магнітного сепаратора шляхом проведеного моделювання блок опису динамічних характеристик магнітного сепаратора було представлено двома ланками: 1 – аперіодичною $W(s) = \frac{2.5}{3s+2}$ і 2 – коливальною: $W(s) = \frac{1.2}{s^2+2s+1}$. Аналіз результатів випробування моделі системи керування технологічним процесом переробки залізної руди в магнітному сепараторі показав, що продуктивність за вихідним залізом на його виході досягається на рівні 120 т/год.

Для визначення впливу параметрів вхідного вектора $[S_z, K_z, P_z]$ на вихідні функціональні залежності: масову частку заліза Fe на виході магнітного сепаратора та продуктивності за вихідним залізом P_c на виході магнітного сепаратора виконано моделювання при такій зміні значень, як густина зливу класифікатора S_z , крупність зливу класифікатора K_z і продуктивність за зливом класифікатора P_z . Дані про дослідження зміни вхідних технологічних параметрів магнітного сепаратора наведено в табл. 3.9.

Таблиця 3.9. Дані про зміни вхідних технологічних параметрів магнітного сепаратора

Позначення параметра	Граничне значення параметра							
	№ експерименту							
	1		2		3		4	
	min	max	min	max	min	max	min	max
$S_z, \text{кг/м}^3$	1300	1700	1300	1700	1000	1700	1600	1700
$K_z, \text{мм}$	0.05	0.1	0.05	0.1	0.05	0.1	0.09	0.1
$P_z, \text{т/год}$	70	170	160	200	70	170	70	170

На рис. 3.23 наведено результати моделювання за даними табл. 3.9: *а, б, в і г* – відповідно, експерименти №1 – №4.

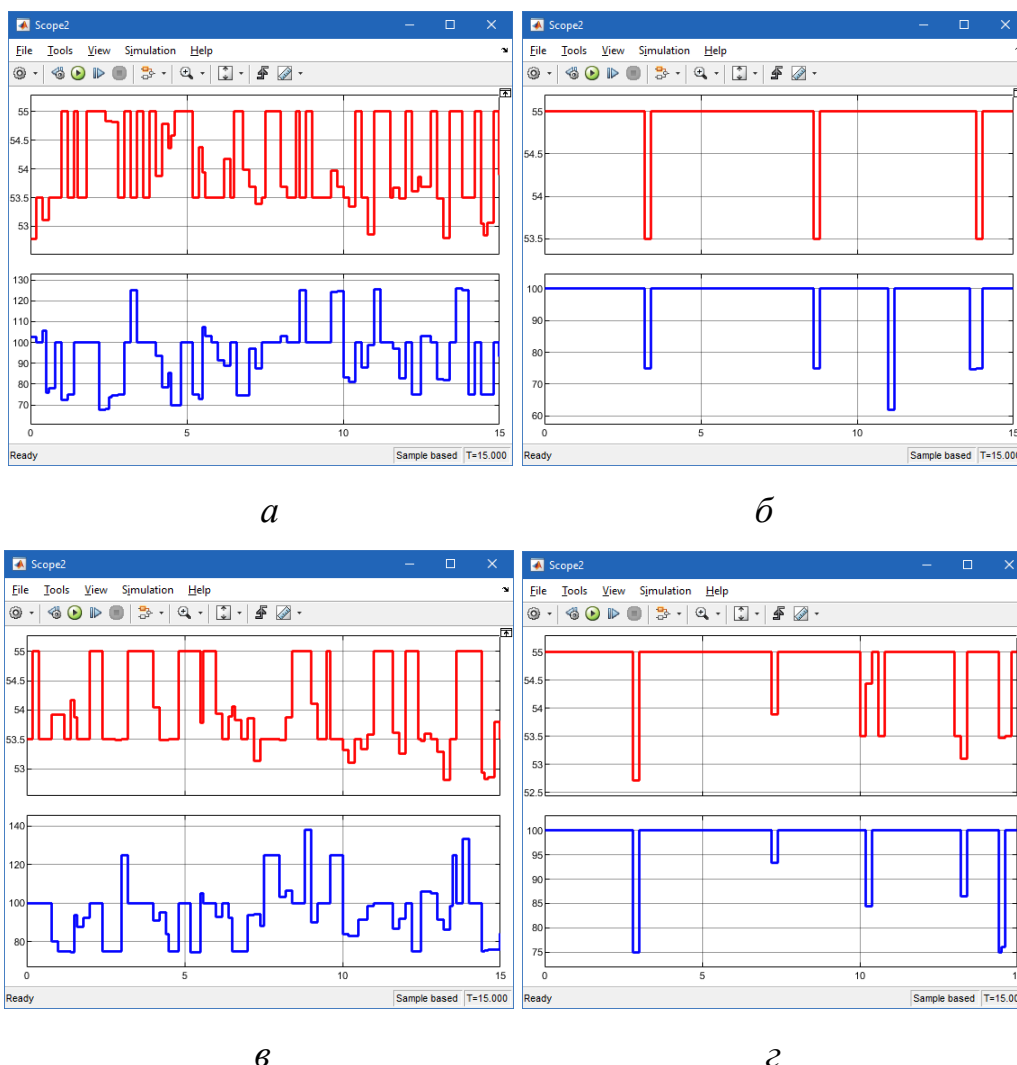


Рис. 3.23. Результати моделювання за даними табл. 3.9: *а, б, в і г* – відповідно, експерименти №1 – №4

За наведеними характеристиками рис. 3.23 можна зазначити, що РНЛ «Fuzzy Logic Controller with Ruleviewer» формує вихідні параметри: масову частку заліза Fe на рівні 55 % і продуктивність за вихідним залізом Pс на рівні 100 т/год на виході магнітного сепаратора. Зміна вхідних параметрів впливає на середнє значення вихідних параметрів магнітного сепаратора. Зміна значень: Sz від 1200 кг/м³ до 1700 кг/м³, Kz від 0.09 мм до 0.1 мм, Pz від 160 т/год до 200 т/год (табл. 3.9, експеримент №2) практично залишає незмінною масову частку заліза Fe і продуктивність по вихідному залізу Pс на виході магнітного сепаратора.

Отже, при автоматизованому керуванні магнітним сепаратором I стадії МС з використанням регулятора на основі системи НЛВ, як показали результати моделювання, на вихідні параметри сепаратора (масову частку заліза та продуктивність за вихідним залізом) найбільше впливають такі вхідні параметри: густина пульпи зливу класифікатора, крупність зливу та продуктивність зливу класифікатора. При цьому модель об'єкта керування магнітного сепаратора представлена у вигляді аперіодичної передавальної функції.

3.2. Дослідження комплексної моделі формування керування I стадією технологічного процесу подрібнення залізорудної сировини

Результати аналізу наукової літератури, наукові дослідження й виробнича експлуатація об'єктів I стадії ПК ЗРС демонструють необхідність досягнення максимальної продуктивності як для окремих механізмів: млина, класифікатора й магнітного сепаратора, так і при їх комплексній взаємодії. У сучасних умовах для аналізу таких процесів економічно обґрунтоване застосування математичного моделювання, тому дослідження процесів подрібнення, класифікації й магнітної сепарації залізної руди на першій стадії доцільно проводити за допомогою комплексної математичної моделі.

Використання алгоритмів нечіткої логіки дозволяє подати комплексну модель процесу керування I стадією ТПП ЗРС у вигляді окремих математичних моделей млина, класифікатора й магнітного сепаратора. Результати досліджень за допомогою таких математичних моделей дозволяють розробити технічні рішення, покликані забезпечити поліпшення характеристик окремих об'єктів, ураховуючи вплив на технологічні параметри сусідніх взаємодіючих об'єктів. Для оптимального керування технологічним процесом застосовуються універсальні множини.

Запропоновано структурну схему комплексної математичної моделі для дослідження процесу керування I стадією ТПП ЗРС, що має вигляд, представлений на рис. 3.24.

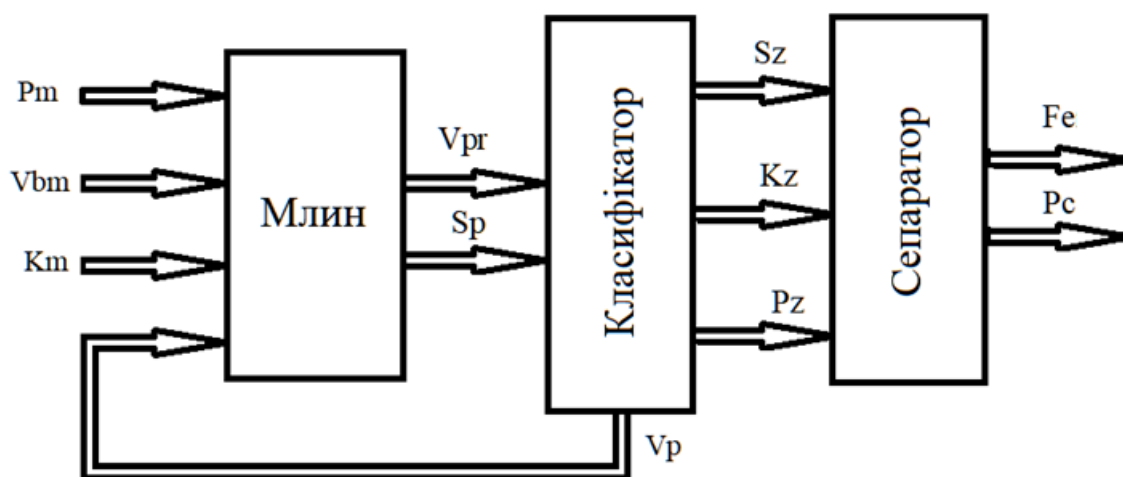


Рис. 3.24. Імітаційна комплексна модель для дослідження процесу керування I стадією ТПП ЗРС

Модель ураховує основні параметри млина, класифікатора й сепаратора та їх взаємозв'язок. Головною ідеєю імітаційної моделі є те, що вхідні параметри кожного технологічного об'єкта є вихідними параметрами з попереднього об'єкта й навпаки, вихідні параметри цього об'єкта є вхідними параметрами для наступного об'єкта. Це дозволяє розглянути технологічний процес як взаємопов'язаний комплекс і при цьому спростити моделі технологічних об'єктів, які необхідні для виконання розрахунків, і структурувати процес автоматичного керування I стадією ТПП ЗРС.

Для млина вхідними параметрами є продуктивність за вхідною рудою P_m , витрати води V_{bm} , коефіцієнт міцності руди K_m і витрата пісків у циклі розвантаження V_p . До вихідних параметрів млина належать два параметри: витрати подрібненої руди V_{pr} і густина пульпи зливу млина S_p . Перелічені параметри є вхідними для наступного технологічного об'єкта – класифікатора, виходами якого є густина пульпи зливу класифікатора S_z , витрати пісків у циклі розвантаження V_p , крупність зливу K_z і продуктивність за зливом P_z . На виході магнітного сепаратора контролюється масова частка заліза Fe і продуктивність за вихідним промпродуктом P_c . Витрати пісків у циклі розвантаження V_p з виходу класифікатора є зворотним зв'язком, вони подаються на вхід V_p млина.

Для забезпечення підвищення ефективності керування процесом подрібнення та класифікації залізної руди розроблено комплексну модель формування керування I стадією ТПП ЗРС, схема якої представлена на рис. 3.25.

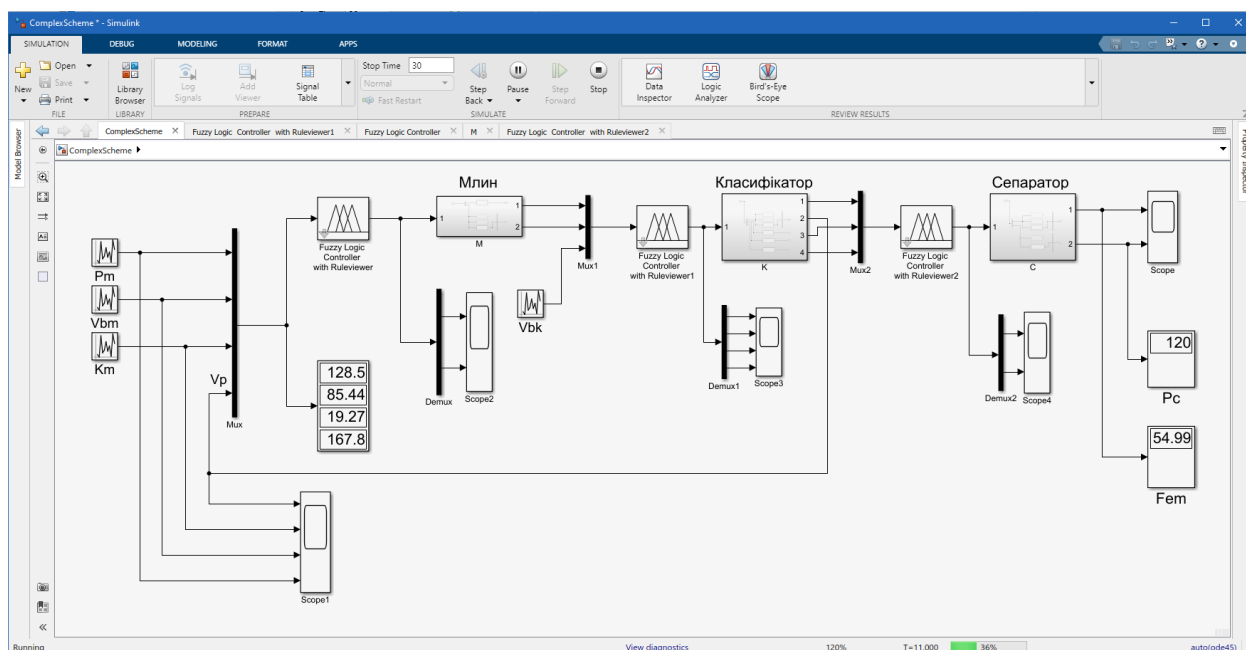


Рис. 3.25. Комплексна модель формування керування I стадією ТПП ЗРС

Схема комплексної моделі формування керування складається з моделей млина, класифікатора й магнітного сепаратора, кожна з яких як головний регулюючий та керуючий пристрій використовує РНЛ «Fuzzy Logic Controller with Ruleviewer», що були розроблені на попередньому етапі та які працюють за заданими правилами нечіткої логіки за алгоритмом Мамдані. На основі інформації про виробничі процеси, технологічні параметри змінюються в певних діапазонах, тому на вхід розробленої моделі млина одночасно подаються для імітації значення входних множин $[P_m]$, $[V_{bm}]$, $[K_m]$ і $[V_p]$, які змінюються в зазначених діапазонах.

Значення цих параметрів визначаються експертним оцінюванням на основі експлуатаційних даних. Згідно зі схемою на рис. 3.25, вони подаються на вхід мультиплексору MUX1 і далі на вхід РНЛ «Fuzzy Logic Controller with Ruleviewer», який формує керівні впливи, що подаються на млин.

Аналогічним чином використовуються моделі класифікатора й магнітного сепаратора, роботу яких детально досліджено в попередніх розділах праці. Результати моделювання процесу керування I стадією ТПП ЗРС з використанням зворотного зв'язку за витратами пісків у циклі розвантаження P_c класифікатора представлено на рис. 3.26. На графіках зображено вхідні множини $[P_m]$, $[V_{bm}]$, $[K_m]$ і $[V_p]$ для млина (рис. 3.26, а) і вихідні параметри магнітного сепаратора: масова частка заліза Fe і продуктивність за вихідним промпродуктом P_c (рис. 3.26, б).

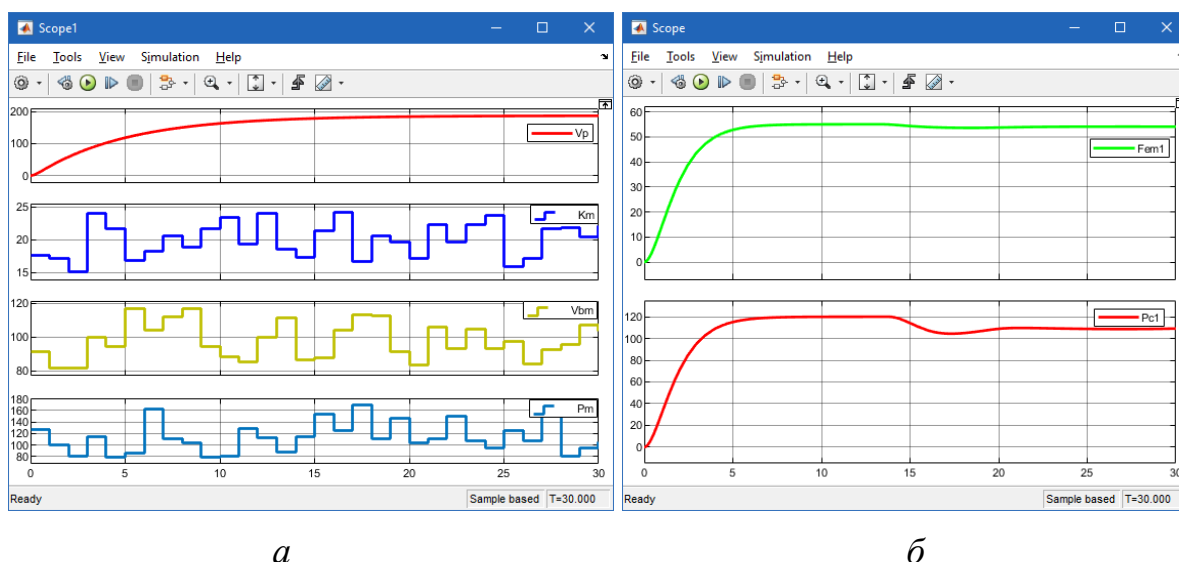


Рис. 3.26. Результат моделювання процесу керування I стадією ТПП ЗРС з урахуванням витрат пісків у циклі розвантаження класифікатора

Як показали результати моделювання, розроблена комплексна модель формування керування I стадією ТПП ЗРС стабілізує вміст заліза Fe у промпродукті на рівні 55% та продуктивність за вихідним промпродуктом P_c на рівні 115 т/год при встановлених діапазонах вхідних параметрів, що надходять на вхід млина та класифікатора.

Висновки до розділу 3

Виконавши дослідження процесу керування I стадією ТПП ЗРС можливо зробити наступні висновки:

1. Проведено структурно-функціональний аналіз процесу переробки ЗРС, який дозволив визначити характеристики технологічних параметрів, що впливають на процес переробки руди на I стадії ТПП.

2. Установлено, що у зв'язку з великим розкиданням параметрів I стадії ТПП і неповною їх визначеністю, автоматизоване керування процесом I стадії ТПП залізної руди необхідно формувати на основі нечіткої логіки.

3. Розроблено модель системи керування I стадією ТПП ЗРС на основі системи НЛВ, у результаті досліджень на якій:

- сформовано дані параметрів роботи обладнання I стадії ТПП залізної руди, необхідні для налаштування параметрів системи НЛВ;

- з'ясовано, що функціонування кожної моделі технологічного об'єкта (млина, класифікатора й магнітного сепаратора), які входять до моделі системи керування I стадією ТПП ЗРС, доцільно реалізовувати шляхом використання РНЛ «Fuzzy Logic Controller with Ruleviewer», що працює за заданими правилами нечіткої логіки за алгоритмом Мамдані;

- для спрощення автоматизованого керування технологічним процесом розроблені моделі об'єктів доцільно об'єднати в загальну імітаційну модель (при цьому вхідні параметри кожного технологічного об'єкта є вихідними параметрами попереднього об'єкта).

Основні результати цього розділу опубліковані в працях [104-106].

РОЗДІЛ 4

РОЗРОБЛЕННЯ ІНФОРМАЦІЙНО-ВИМІРЮВАЛЬНОЇ СИСТЕМИ ТА ПРАКТИЧНА АПРОБАЦІЯ АВТОМАТИЗОВАНОЇ СИСТЕМИ КЕРУВАННЯ І СТАДІЄЮ ТЕХНОЛОГІЧНОГО ПРОЦЕСУ ПОДРІБНЕННЯ

4.1. Особливості побудови інформаційно-вимірювальних систем у сучасних умовах

У сучасних умовах ІВС визначаються особливостями НІТ, що характеризуються «дружнім» інтерфейсом роботи користувача, який використовує ПК та телекомунікаційні засоби. Основу НІТ складають: розподілена комп'ютерна техніка, «дружнє» програмне забезпечення, розвиток комунікацій. Користувачеві-непрограмісту надано можливість прямого спілкування з ПК за допомогою роботи в діалоговому режимі. При цьому потужні програмно-апаратні засоби (бази даних, експертні системи, підтримка прийняття рішень тощо) створюють комфорт у роботі. З практичного погляду, що особливо важливо при створенні сучасних ІВС, НІТ – це сукупність автоматизованих процесів циркуляції та переробки інформації, описів цих процесів, прив'язаних до конкретної предметної області. В основу концепції НІТ, що базується на широкому застосуванні персональної комп'ютерної техніки, покладено три основні принципи: інтегрованість, гнучкість, інтерактивність.

Для НІТ характерні:

- робота користувача в режимі маніпулювання даними (користувач бачить та діє, а не знає та пам'ятає),
- наскрізна інформаційна підтримка на всіх етапах проходження інформації на основі інтегрованої бази даних,

- безпаперовий процес обробки документа, при якому на папері фіксується лише остаточний варіант документа, а проміжні версії та необхідні дані доводяться до користувача через екран ПК,
- інтерактивний (діалоговий) режим розв'язання завдання з широкими можливостями для користувача,
- можливість колективного виконання документів на основі групи ПК, об'єднаних засобами комунікації,
- можливість адаптивної перебудови форм та способу подання інформації в процесі розв'язання завдання.

Упровадження НІТ для реалізації ІВС засноване, насамперед, на адаптації до сучасної організаційної структури шляхом локальної модернізації сформованих методів роботи. Відбувається розподіл функцій між технічними працівниками (операторами) та спеціалістами (адміністраторами), злиття функції збору та обробки інформації з функцією прийняття рішень.

Зазначені особливості НІТ дозволяють зробити важливий висновок про необхідність використання НІТ при побудові сучасних ІВС.

4.2. Розроблення функціональної схеми та алгоритму системи контролю хіміко-мінералогічних властивостей залізорудної сировини

Функціональна схема, наведена на рис 4.1, дозволяє здійснювати контроль хіміко-мінералогічних характеристик ЗРС в умовах РЗФ при живленні подрібнювальної установки.

Функціонально система складається з джерела гамма-квантів 2, що знаходиться у свинцевому захисному контейнері 3; монокристалів 4, 5; фотоелектронних помножувачів 6, 7; датчика магнітної сприйнятливості рудного матеріалу 8; ваговимірювача рудного матеріалу 9; блока мікроконтролера 10 та персонального комп'ютера з програмним забезпеченням 11.

ЗРС подається на конвеєрну стрічку (живильник) 1, де опромінюється джерелом гамма-випромінювання. Гамма-кванти з енергією E_0 випускаються джерелом гамма-випромінювання 2, що знаходиться в захисному свинцевому контейнері 3, і потрапляють на гірську масу, що знаходиться на живильнику 1. Частина гамма-квантів відбивається від поверхні ЗРС і розсіюється під певним кутом, залежно від діаметра колімаційного каналу, від глибини джерела гамма-випромінювання в захисному контейнері, від енергії та активності джерела випромінювання та від відстані «джерело-руда-датчик».

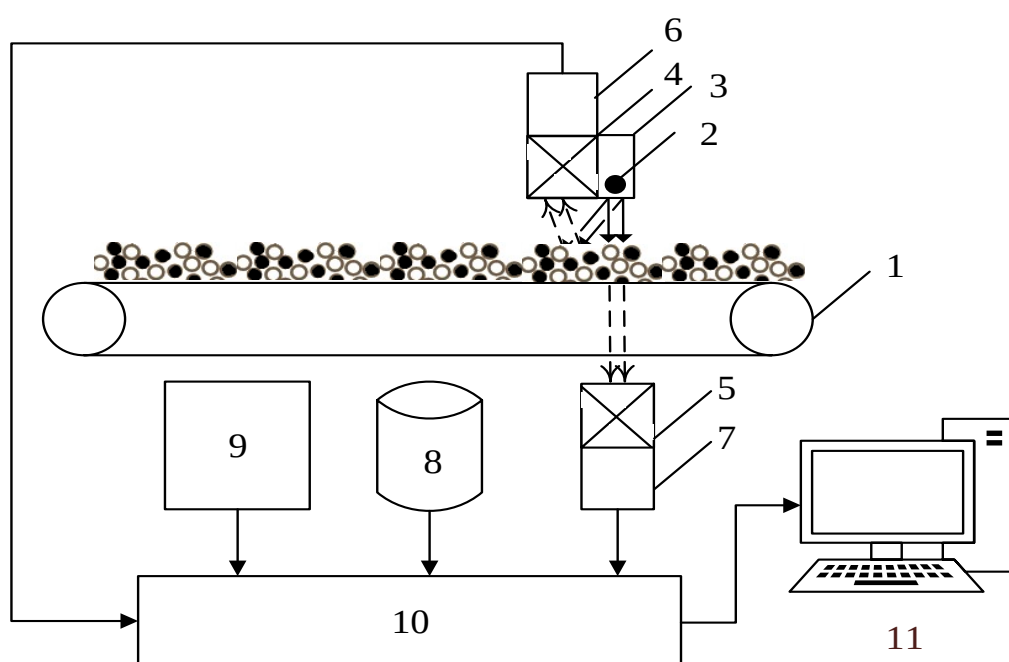


Рис. 4.1. Функціональна схема системи контролю ХМВ ЗРС:

1 – конвеєрна стрічка; 2 – джерело гамма-випромінювання; 3 – захисний свинцевий контейнер; 4,5 – монокристали NaI; 6,7 – фотоелектронні помножувачі; 8 – датчик магнітної сприйнятливості; 9 – ваговимірювач; 10 – мікроконтролер; 11 – персональний комп'ютер

При взаємодії гамма-кванта з речовиною частина його енергії поглинається, після чого цей квант виходить за межі поглинач з енергією, меншою за величину поглиненої енергії ($E_{\text{погл}}$). Розсіяні гамма-кванти

реєструються монокристалом NaJ 4, перетворюючись на світлову енергію. Яскравість та тривалість спалаху залежать від енергії гамма-кванта. За допомогою детектора (ФЕП) 6 спалахи перетворюються на електричні імпульси, кількість яких визначається рахунковим пристроєм. За попередньо встановленими залежностями на основі кількості зареєстрованих імпульсів визначається вміст загального заліза в ЗРС. Гамма-кванти, що пройшли крізь шар ЗРС, аналогічним чином реєструються монокристалом NaJ 5, при цьому світлові імпульси, що виникли, перетворюються на електричні детектором 7, далі здійснюється їх підрахунок. Отримані дані передаються на мікроконтролер 10. Під конвеєрною стрічкою 1 розташовуються ваговимірник 9 і датчик магнітної сприйнятливості рудного матеріалу 8, що передають дані про масу ЗРС і вміста в ній магнітного заліза в мікроконтролер 10. Мікроконтролер 10 через певні часові інтервали здійснює реєстрацію сигналів, які надходять з датчиків, і розрахунок відповідних величин - маси ЗРС на досліджуваній ділянці, кількості зареєстрованих розсіяних гамма-квантів і тих, що пройшли крізь шар ЗРС, відносної зміни індуктивності $\Delta SX = \Delta L / L_0$ (при наявності руди на живильнику порівняно з її відсутністю). Отримана інформація передається через інтерфейс RS-232 на персональний комп'ютер, де відбувається подальша обробка отриманих із датчиків параметрів та розрахунок вмісту загального та магнітного заліза у ЗРС на конвеєрній стрічці.

Як датчик магнітної сприйнятливості застосовується індуктивний перетворювач, що використовується в установці ДЖМ-К. Цей пристрій розроблено в проблемно-галузевій науково-дослідній лабораторії Міністерства промислової політики України при Криворізькому національному університеті. Це багатоканальна ІВС безперервного контролю якості залізистих кварцитів на конвеєрі [107]. Індуктивний перетворювач встановлюється нерухомо під конвеєрною стрічкою на певній відстані, поперечним провідникам рамки надається форма, що збігається з поперечним профілем конвеєрної стрічки, за рахунок чого встановлюється однакова

відстань від провідників до рудопотоку і тим самим забезпечуються рівномірність магнітного поля та чутливість перетворювача по ширині потоку [108].

Алгоритм роботи системи контролю ХМВ ЗРС представлено на рис. 4.2.

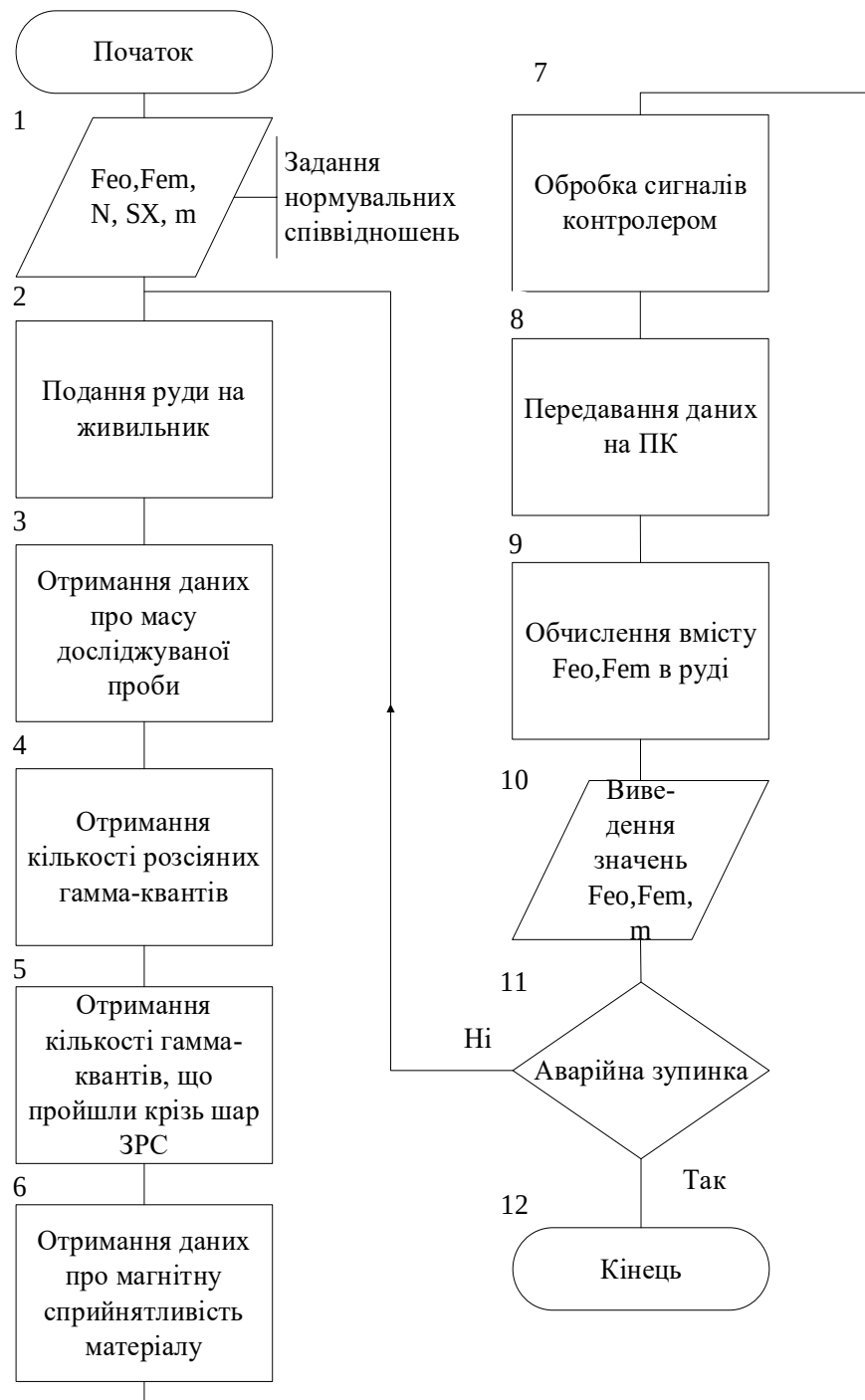


Рис. 4.2. Алгоритм роботи системи контролю ХМВ ЗРС

Перед початком роботи в систему необхідно ввести нормувальні співвідношення між:

- кількістю зареєстрованих датчиками розсіяних та відбитих гамма-квантів і вмістом загального заліза в ЗРС;
- напругою на виході датчика магнітної сприйнятливості та вмістом магнітного заліза в ЗРС;
- напругою на виході вагового датчика та масою ЗРС на конвеєрній стрічці.

При поданні ЗРС на живильник датчиком маси здійснюється зважування поданої руди та формування відповідного сигналу. Далі відбувається опромінення ЗРС джерелом гамма-квантів і за допомогою відповідних монокристалів здійснюється реєстрація розсіяних шаром ЗРС гамма-квантів і гамма-квантів, що пройшли крізь шар ЗРС. Зареєстровані гамма-кванти перетворюються монокристалами на світлові спалахи, що реєструються фотоелектронними помножувачами, які, своєю чергою, здійснюють перетворення світлових сигналів на електричні. Також ЗРС на конвеєрній стрічці впливає на датчик магнітної сприйнятливості, і, залежно від зміни вмісту магнітного заліза в ЗРС, змінюється напруга на виході датчика.

Мікроконтролер виконує вимірювання сигналів датчиків, що характеризують масу ЗРС, вміст загального та магнітного заліза, здійснює їх обробку та передає у цифровому вигляді на персональний комп'ютер. Програмне забезпечення на персональному комп'ютері здійснює перетворення отриманих з мікроконтролера сигналів у шукані показники, згідно із заданою при старті роботи нормувальною таблицею, візуалізацію поточних хіміко-мінералогічних характеристик ЗРС на конвеєрній стрічці, а також вносить у базу даних отриманий масив через задані проміжки часу.

Через задані інтервали часу процес збору інформації з датчиків і розрахунок показників вмісту заліза в ЗРС на живильнику та його маси повторюються. Робота системи триває до планової чи аварійної зупинки.

Аналіз графіка вимірів вмісту корисного компонента в залізорудній сировині, що надходить на подрібнення в млин, демонструє наявність суттєвих коливань. У той же час для реалізації керування завантаженням млина, залежно від вмісту заліза у вхідній руді та її міцності, необхідно визначити інтервал контролю її хіміко-мінералогічних властивостей. При цьому необхідно враховувати обмеження, що накладаються з боку засобів оперативного контролю вмісту заліза в руді, які забезпечують виміри цього параметра в сировині, що транспортується живильником до подрібнювальної установки.

Для визначення необхідного інтервалу дискретності доцільно використати теорему Найквіста—Шеннона—Котельникова [109-111]. При цьому дискретизуюча система характеризується точністю взяття відліків та частотою дискретизації. Динамічний діапазон визначається як відношення найбільшої та найменшої вимірюваних амплітуд функції, що дискретизується. Своєю чергою, частота дискретизації – це кількість точок, на яких здійснюються відліки за одиницю часу. Для збереження всіх частот кодованого сигналу необхідно здійснювати відліки з частотою Найквіста, що дорівнює половині частоти дискретизації

$$f_N = \frac{1}{2\Delta t},$$

де Δt – інтервал дискретизації.

З огляду на рис. 1.1, що характеризує коливність вмісту заліза у вхідній руді, можна визначити основні змінні динамічного діапазону. Максимальна амплітуда складає 9 одиниць, мінімальна – 0.1. З урахуванням того, що при виборі інтервалів дискретизації за амплітудою та часом загальноприйнятими є значення $m * 10^n$, необхідно виконати відповідне округлення значення максимальної амплітуди. Динамічний діапазон при цьому складе

$$20 \lg \left(\frac{A_{max}}{A_{min}} \right) = 20 \lg \left(\frac{10}{0.1} \right) = 40 \text{ дБ}.$$

Найменший період складає 1 годину, тобто 3600 с. Відповідна частота дорівнює

$$f_{min} = \frac{1}{3600} \approx 0.000278 \text{ Гц.}$$

Частота Найквіста складе при цьому

$$2f_{min} \approx 0.000556 \text{ Гц.}$$

Отже, крок дискретизації складе

$$\Delta t = 1799\text{с} \approx 30\text{хв.}$$

З урахуванням того, що засоби оперативного контролю дозволяють здійснювати виміри вмісту заліза в руді з інтервалом у десяті частки секунди та усереднювати отримані значення за заданий період, використання обчисленого інтервалу дискретності є фізично реалізовуваним.

Під час роботи реального керованого процесу можна виконати підлаштування значення інтервалу дискретності (наприклад, зменшуючи його з кроком у 10%). Виконувати підлаштування доцільно до тих пір, поки зменшується статистична похибка регулювання (наприклад, математичне сподівання похибки). Якщо при подальшому зменшенні інтервалу дискретності похибка змінюється незначно, доцільно застосовувати отримане значення інтервалу дискретності.

4.3. Розроблення схеми інформаційно-вимірювальної системи оперативного контролю хіміко-мінералогічних властивостей залізорудної сировини та керування I стадією технологічного процесу подрібнення рудозбагачувальної фабрики із застосуванням ядерно-фізичних та магнітометричних методів

Аналіз I стадії ТПП РЗФ вказує на його виняткову важливість у технологічному ланцюжку переробки ЗРС РЗФ [112]. Насамперед, це пов'язано з енерговитратами I стадії ТПП, що становлять значну частину від загальних енерговитрат процесу переробки ЗРС. Крім того, якість проведення I стадії ТПП істотно впливає на режим роботи подальших технологічних переділів РЗФ. У зв'язку з цим особлива роль покладається на ІВС I стадії ТПП, яка в умовах НІТ має виконувати всі необхідні функції для забезпечення

оптимальної роботи I стадії ТПП як об'єкта АСК. При цьому необхідно відзначити важливу роль у функціонуванні ІВС пристроїв, розроблених на основі ЯФМ і МММ, які описано в попередніх розділах. Ураховуючи, що при автоматизованому керуванні I стадією ТПП найважливішою умовою є своєчасне отримання точної інформації про стан цього процесу, пристрої, що використовують ЯФМ та МММ, у поєднанні з інтерфейсом роботи оператора ТПП, який використовує ПК і телекомунікаційні засоби у вигляді АРМ, допомагають ефективно вирішувати завдання оптимального керування.

На рис. 4.3 представлено функціональну схему ІВС оперативного контролю ХМВ ЗРС I стадії ТПП РЗФ.

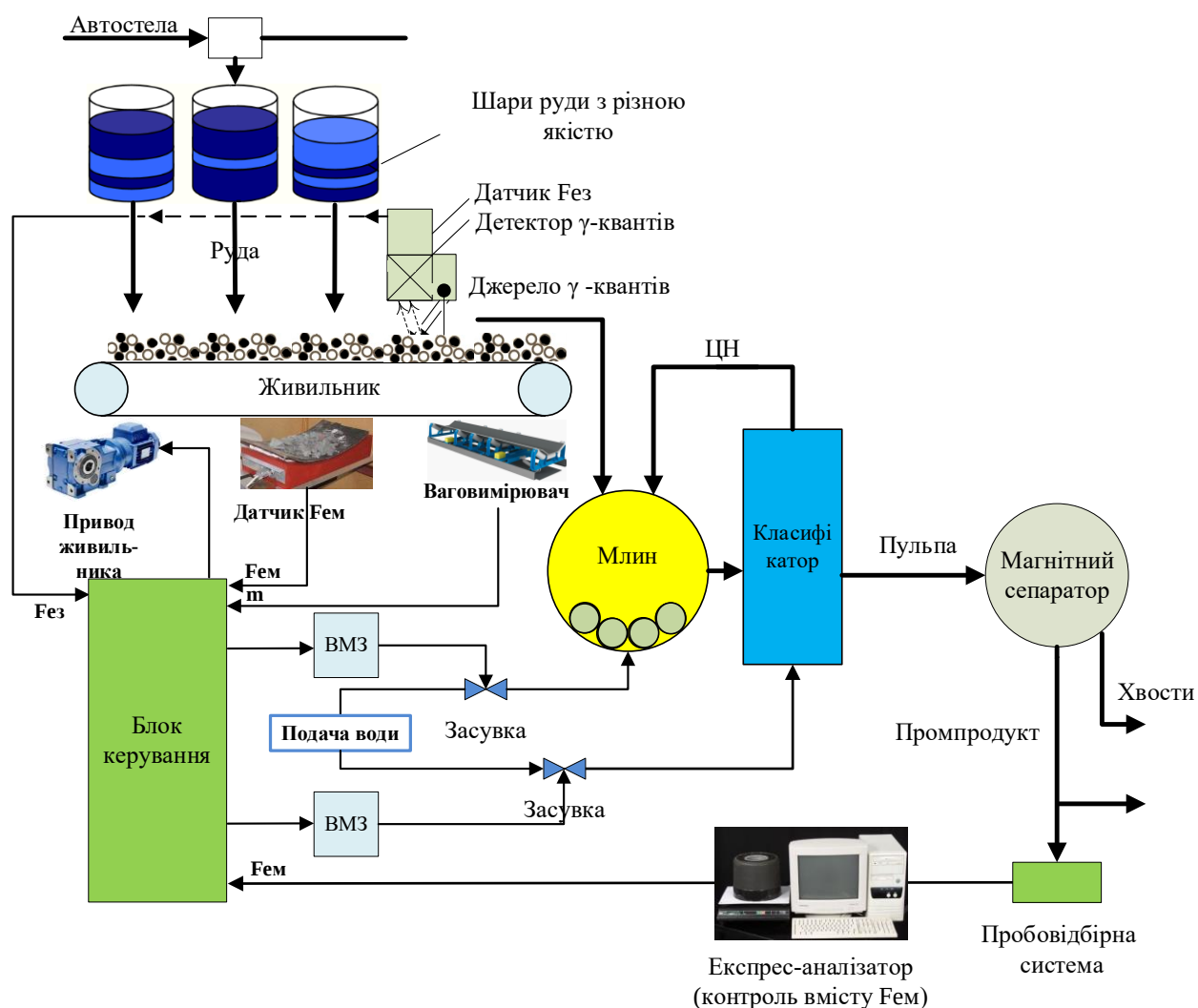


Рис. 4.3. Функціональна схема ІВС оперативного контролю
ХМВ ЗРС I стадії ТПП РЗФ

Подана ІВС оперативного контролю ХМВ ЗРС ТПП РЗФ складається з таких елементів.

1. *Живильник* – це конструкція, призначена для рівномірного подання сипких, кускових вантажів із бункерів, завантажувальних лотків, магазинів та інших завантажувальних пристроїв у переробні машини. Продуктивність регулюється зміною швидкості руху стрічки та висоти шару ЗРС. Живильник забезпечує рівномірне безперервне подання матеріалу в технологічному ланцюзі.

2. *Привод живильника* – пристрій, що дозволяє приводити до руху стрічку живильника й керувати кількістю гірської маси, що подається в млин.

3. *Датчик вмісту магнітного заліза (Fe_m)* – прилад, який аналізує кількість магнітної складової ЗРС, що знаходиться на живильнику. Дозволяє на виході отримувати однакову масу магнітної складової ЗРС, що передбачає подання на І стадію МС ЗРС, з якої буде отримано задану масу концентрату. Завдяки датчику здійснюється контроль кількості вмісту магнітного заліза в ЗРС, що надходить до млина. Після вимірювання кількості заліза в ЗРС отримана величина порівнюється із заданим значенням, установленим у регуляторі із задатчиком, і, у разі необхідності, коригується – при відхиленні поточного значення в початковому ЗРС від заданого у бік збільшення задане значення споживання ЗРС до млина зменшують, а при його відхилення в бік зменшення – збільшують.

4. *Датчик вмісту загального заліза (Fe_o)* може бути виконаний з джерела гамма-випромінювання (наприклад, Am-241), поміщеного у свинцевий контейнер з невеликим отвором для спрямованого виведення випромінювання, а також приймача сигналу (детектора), розташованого над живильником, і, відповідно, джерелом випромінювання. Приймач сигналу пов'язаний з обчислювальним блоком, який, залежно від інтенсивності отриманого гамма-випромінювання, розраховує вміст частки магнітного заліза в ЗРС на живильнику. Для цього до обчислювального блока має бути внесена таблиця відповідностей інтенсивностей гамма-випромінювань вмісту

загального заліза. Також для ефективного контролю вмісту загального заліза в ЗРС необхідно враховувати висоту шару ЗРС на живильнику, для чого можна використовувати датчик висоти, який може вимірювати відстань, наприклад, за допомогою ультразвуку, що дозволяє досягти точності до 0,2 мм. Значення висоти шару ЗРС передається в обчислювальний блок. Можливе використання механізму, що дозволяє вивантажувати руду на живильник таким чином, щоб висота її шару залишалася постійною.

5. *Ваговимірювач* визначає кількість ЗРС на живильнику та взаємодіє з регуляторами витрати води й швидкості руху конвеєра.

6. *Млин* - пристрій, що керує процесом руйнування та зменшення розмірів шматків ЗРС під впливом механічних сил. Розрізняють кульові, стрижневі та млини самоподрібнення. Кульові млини подрібнюють руду за рахунок руху металевих куль, що описують параболічні рухи при обертанні барабана млина. Стрижневі млини працюють аналогічно, але подрібнювальним середовищем у них слугують стрижні різного розміру. У млині самоподрібнення руйнування матеріалу відбувається в результаті удару шматків один об одного при падінні та стисканні.

7. *Класифікатор* – апарат, призначений для поділу тонкозернистих матеріалів на фракції різної крупності та густини в рідкому або повітряному середовищі. Здійснюваний у ньому процес поділу ґрунтується на відмінності швидкостей обмеженого падіння великих і дрібних, щільних і легких частинок, зважених у середовищі, яке перебуває у стані спокою або рухається. Класифікатор поділяє зерна різних розмірів та щільності – за рівнопадінням, зерна з однаковою щільністю – за крупністю, зерна однакового розміру – за щільністю.

Вода разом із зваженими в ній мінеральними частинками (пульпа) є початковим продуктом (живленням) класифікатора. У класифікаторі пульпа поділяється на два або кілька продуктів (фракцій) різної крупності. При поділі на два продукти більший продукт носить назву піскової фракції, скорочено – пісків, а дрібніший продукт називається зливом.

8. *Магнітний сепаратор* – апарат, який здійснює процес магнітного збагачення ЗРС за рахунок поділу подрібненої руди на компоненти у створюваному агрегатом магнітному полі.

9. *Джерело гамма-квантів* – джерело (Am-241, 60кєВ), розташоване у свинцевому контейнері, що забезпечує біологічний захист і формує вузький пучок гамма-квантів. Дозволяє отримувати інформацію про вміст загального заліза у вихідній руді, що подається до млина.

10. *Детектор (сцинтиляційний)* – пристрій, що дозволяє оцінити інтенсивність гамма-випромінювання, яке розсіюється гірською масою, що знаходиться на живильнику.

11. *Гранулометр* – вимірювальний пристрій для автоматичного визначення гранулометричного складу зливу класифікатора.

12. *Виконавчий механізм засувки (ВМЗ)* – пристрій, призначений для зміни положення засувки, що регулює подання води до млина та класифікатора відповідно до сигналів, що надходять від керівного пристрою.

13. *Пробовідбірна система* – механізм, що здійснює відбір проб промпродукту після етапу магнітної сепарації.

Пробовідбірну систему зразків промпродукту показано на рис. 4.4. Вона складається з таких функціональних вузлів: місткості, з якої відбирається контрольована пульпа 1; всмоктувального патрубку насоса 2; насоса 3; регулятора потужності насоса 4; пристрою керування насосом 5; витратоміра 6; пристрою осушення проби 7. Пробовідбірна система працює таким чином: у необхідні моменти для відбору проби здійснюється подання керівного сигналу з пристрою керування насосом 5 на насос 3. При цьому потужність, споживана насосом 3, залежить від заданих регулятором потужності насоса 4 значень і може коригуватися залежно від густини пульпи. Завдяки насосу залізорудна пульпа з ємності 1 переміщується через всмоктувальний патрубок насоса 2 в осушувач проби 6. Протікання пульпи між насосом 3 і пристроєм осушення проби 7 відбувається через витратомір

6, який фіксує обсяг переміщуваного промпродукту, що сигналізує про необхідність завершення процедури пробовідбору. Далі у пристрої осушення проби 7 відбувається процес зниження вологості проби до рівня, необхідного для проведення експрес-аналізу вмісту заліза в ній.

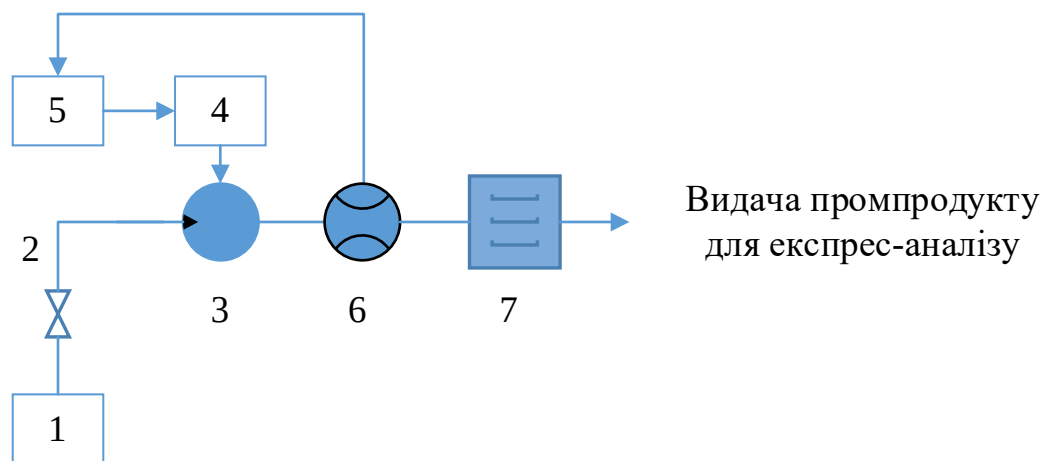


Рис. 4.4. Пробовідбірна система зразків промпродукту:

1 – ємність із пульпою; 2 – всмоктувальний патрубок насоса; 3 – насос;
4 – регулятор потужності насоса; 5 – пристрій керування насосом; 6 –
витратомір; 7 – пристрій осушення проби

Отриманий у результаті пробовідбору зразок промпродукту піддається дослідженню за допомогою експрес-аналізатора вмісту заліза (рис 4.5). Робота експрес-аналізатора полягає в реєстрації інтегрального потоку розсіяного гамма-випромінювання від досліджуваної проби. Час вимірювання вмісту заліза знаходиться в діапазоні від 30 до 120 секунд і залежить від матеріалу проб і джерела випромінювання гамма-квантів, що застосовується. Точність контролю експрес-аналізатора можна порівняти з точністю методу хімічного аналізу, однак часові витрати на визначення вмісту заліза при використанні цього пристрою практично на два порядки менші порівняно з останнім.

Наведений опис ІВС I стадії ТПП РЗФ демонструє, що особливе місце в ній посідають пристрої, що використовують ЯФМ та МММ. Зокрема, датчики

вмісту загального заліза, виконані із застосуванням джерел гамма-випромінювання (наприклад, Am-241). Наявність цих пристроїв із застосуванням сучасного інтерфейсу на базі ПК дозволяє практично в безперервному режимі контролювати стан ТПП, усуваючи тим самим запізнювання, яке є одним зі збурюючих факторів при реалізації автоматизованого керування I стадією ТПП.



Рис. 4.5. Зовнішній вигляд експрес-аналізатора вмісту заліза загального у промпродукті

Слід зазначити, що для реалізації поданої ІВС I стадії ТПП не потрібне розроблення нових засобів контролю або обладнання – усі запропоновані засоби або випускаються серійно в промисловому виробництві, або пройшли виробничі випробування й виготовляються в одиничному виробництві.

На рис. 4.6 наведено блок-схему алгоритму реалізації ІВС I стадії ТПП.

Нижче наведено змінні, що використовуються в описі алгоритму:

m – маса вихідної ЗРС на живильнику, т,

Q_n – планова витрата ЗРС до млина, т/год,

Q_{mi} – поточна витрата ЗРС до млина, т/год,

$Q_{вм}$ – витрата води до млина, т/год,

$Q_{вк}$ – витрата води в класифікатор, т/год,

Fe_{o_3} – планове значення масової частки заліза загального в ЗРС, %,

$Fe_{o_{mi}}$ – поточне значення масової частки заліза загального у ЗРС, %,

Fe_{m_3} – планове значення масової частки заліза магнітного в ЗРС, %,

$Fe_{m_{mi}}$ – поточне значення масової частки заліза магнітного в ЗРС, %,

T/P – співвідношення твердого та рідкого («руда-вода») у млині, %,

ρ_3 – значення густини зливу класифікатора, кг/м³;

β_o – вміст загального заліза в пульпі на зливі магнітного сепаратора, %.

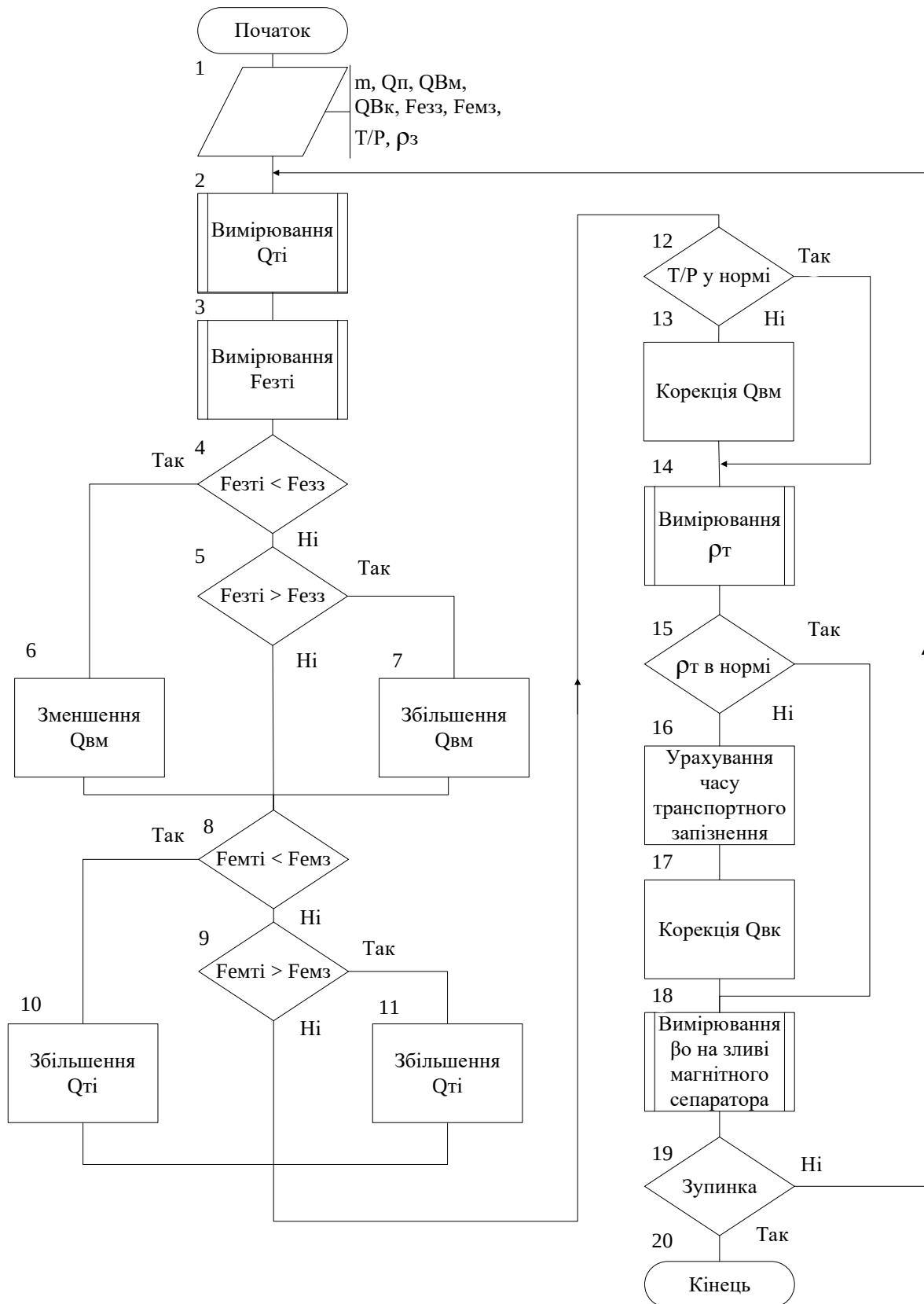


Рис. 4.6. Алгоритм роботи ІВС І стадії ТПП

Підсистему стабілізації витрати руди та вмісту в ній магнітного заліза, реалізована в умовах РЗФ-1 ГЗК «АрселорМіттал Кривий Ріг», дисертант використовує як працездатну систему, що зарекомендувала себе при використанні в умовах високого коливання вмісту магнітного заліза у вихідній руді РЗФ-1 ГЗК «АрселорМіттал Кривий Ріг» та дозволила знизити коливання вмісту заліза в концентраті на 1%.

Робота цієї підсистеми базується на зміні в допустимому діапазоні кількості вихідної руди залежно від вмісту в ній магнітного заліза. При відхиленні поточного значення магнітного заліза від планового в бік збільшення обсягу планового значення витрати руди зменшується, а при відхиленні магнітного заліза в бік зменшення – пропорційно збільшується.

Однак стабілізація вмісту магнітного заліза у вихідній руді виключила можливість контролювати її міцність. Дисертант провів низку випробувань щодо визначення ступеня зв'язку між вмістом загального заліза та міцністю вихідної руди. У результаті випробувань було встановлено, що коефіцієнт детермінації між ними становив 0.78, що підтверджує доцільність контролю загального заліза у вихідному ЗРС та у промпродукті I стадії МС. Контроль міцності вихідного ЗРС дає можливість впливати на процес подрібнення руди в млині (коригувати задане співвідношення «руда-вода» в млині в бік зменшення при збільшенні міцності руди або в бік збільшення при зниженні її міцності). Крім того, доцільність використання пристрою контролю вмісту загального заліза у промпродукті I стадії МС зумовлена тим, що на жодній із реалізованих у промислових умовах АСК ТП РЗФ не вдалося знизити втрати магнітного заліза в концентраті, зокрема й на реалізованій в умовах РЗФ-1 ГЗК «АрселорМіттал Кривий Ріг». Оскільки видобуток загального заліза у промпродукт I стадії МС максимальне, з'являється можливість керування цією характеристикою концентрату шляхом регулювання ступеня подрібнення вихідної руди.

4.4. Моделювання та аналіз автоматизованої системи керування I стадії технологічного процесу подрібнення як складного об'єкта керування

Аналіз I стадії ТПП, проведений вище, показав необхідність наявності великої кількості інформації, що має бути надана для його дослідження. Разом із тим, застосована в сучасних умовах ІВС не дозволяє в повному обсязі використати цю інформацію. Ураховуючи, що інформація має бути не тільки точною, але й своєчасною (такою, що поставляється в темпі протікання ТПП), ці вимоги задовольняють такі змінні ІВС: вміст магнітного та загального заліза в ЗРС (α), міцність ЗРС (f), витрата ЗРС (Q_p), витрата води в млин (B_m), витрата води в класифікатор (B_k), густина зливу класифікатора (ρ_c), вміст заліза в промпродукті I стадії МС ($\beta_{пп}$). На рис. 4.7 представлено схему I стадії ТПП як «чорної скриньки» відповідно до інформації, що надається.

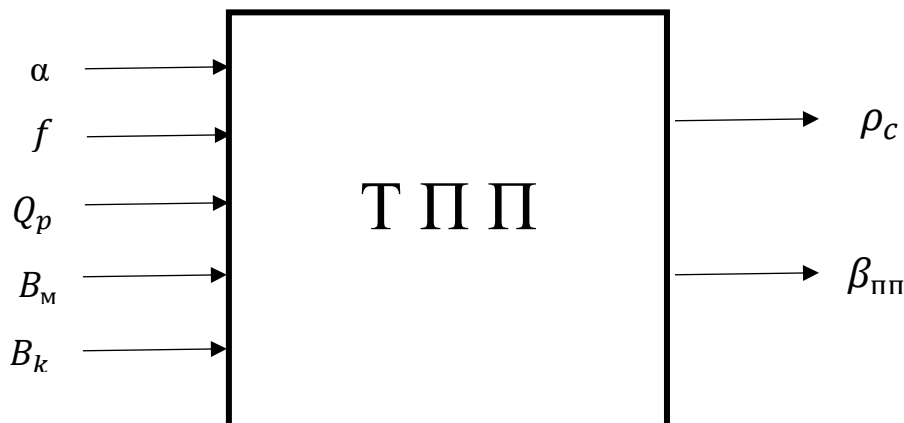


Рис. 4.7. Схема інформаційного забезпечення I стадії ТПП як об'єкта керування

Дійсно, пристрої, що використовують ЯФМ та МММ, дозволяють надавати інформацію, що відповідає вимогам щодо синтезу АСК I стадії ТПП, за такими змінними, як вміст магнітного та загального заліза в ЗРС, міцність ЗРС, вміст заліза в промпродукті на виході I стадії МС. Такі ж вимоги задовольняє пристрій, який вимірює густину зливу класифікатора. Своєю

чергою, ваговимірювач ЗРС і витратомір води є не тільки вимірювачами, а й дозволяють регулювати з необхідною точністю ці витрати. Звичайно, ті пристрої, які не забезпечують необхідну точність вимірювання або надають інформацію із запізненням (наприклад, хімічні аналізи), не можуть забезпечити необхідну якість керування ТПП.

З огляду на те, що, як було зазначено вище, I стадія ТПП є складним об'єктом, побудова системи керування без математичної моделі неможлива.

Згідно зі схемою, представленою на рис. 4.7, математична модель ТПП як «чорної скриньки» може бути записана у вигляді

$$\rho_c(t) = \rho_{c0} \cdot \alpha^{m_\alpha}(t - \tau_{\rho\alpha}) \cdot f^{m_f}(t - \tau_{\rho f}) \cdot Q_p^{m_{Q_p}}(t - \tau_{\rho Q_p}) \cdot B_M^{m_{B_M}}(t - \tau_{\rho B_M}) \cdot B_K^{m_{B_K}}(t - \tau_{\rho B_K}) \cdot \varepsilon_1, \quad (4.1)$$

$$\beta_{пп}(t) = \beta_{пп0} \cdot \alpha^{n_\alpha}(t - \tau_{\beta\alpha}) \cdot f^{n_f}(t - \tau_{\beta f}) \cdot Q_p^{n_{Q_p}}(t - \tau_{\beta Q_p}) \cdot B_M^{n_{B_M}}(t - \tau_{\beta B_M}) \cdot B_K^{n_{B_K}}(t - \tau_{\beta B_K}) \cdot \varepsilon_2, \quad (4.2)$$

де $m_\alpha, m_f, m_{Q_p}, m_{B_M}, m_{B_K}$ – параметри, що визначають еластичність вхідних змінних за густиною зливу класифікатора,

$n_\alpha, n_f, n_{Q_p}, n_{B_M}, n_{B_K}$ – параметри, що визначають еластичність вхідних змінних за вмістом заліза у промпродукті,

$\rho_{c0}, \beta_{пп0}$ – параметри, що характеризують стан протікання ТПП за густиною зливу класифікатора та за вмістом заліза в промпродукті,

$\tau_{\rho\alpha}, \tau_{\rho f}, \tau_{\rho Q_p}, \tau_{\rho B_M}, \tau_{\rho B_K}$ – запізнення густини зливу класифікатора відносно вмісту заліза в ЗРС, міцності ЗРС, витрати ЗРС, витрати води до млина, витрати води у класифікатор, відповідно,

$\tau_{\beta\alpha}, \tau_{\beta f}, \tau_{\beta Q_p}, \tau_{\beta B_M}, \tau_{\beta B_K}$ – запізнення вмісту заліза у промпродукті відносно вмісту заліза в ЗРС, міцності ЗРС, витрати ЗРС, витрати води до млина, витрати води у класифікатор,

$\varepsilon_1, \varepsilon_2$ – неконтрольовані збурення.

Вибір мультиплікативної структури математичної моделі ТПП пояснюється тим, що змінні ТПП, що розглядаються, є позитивними

величинами. Друга причина такого вибору структури пов'язана зі спрощенням ідентифікації параметрів моделі. Справді, логарифмуючи формули (4.1) та (4.2), отримуємо лінійні вирази щодо невідомих параметрів, що дозволяє скористатися для знаходження цих параметрів найпростішою формою МНК. Динаміка взаємозв'язку у формулах (4.1) та (4.2) задана у найбільш простій формі – у вигляді запізнювань вихідних змінних відносно вхідних впливів.

На рис. 4.8 представлено блок-схему алгоритму практичної апробації АСК I стадії ТПП.

У блоці 1 проводиться підготовка вхідної інформації, яка полягає в попередньому виборі вхідних та вихідних змінних. Як вхідні змінні природно обрати ті, які безпосередньо вимірюються. У цьому разі, такими є вміст загального й магнітного заліза (α), міцність ЗРС (f). Ці змінні вимірюються за допомогою пристроїв, функціонування яких засноване на ЯФМ та МММ, тобто інформація надається оперативно з необхідною точністю. Серед вхідних змінних необхідно виділити також керівні змінні: витрати ЗРС (Q_p), витрати води до млина (B_m) та витрати води в класифікатор (B_k). Вихідними змінними є густина зливу класифікатора (ρ_c) та вміст заліза у промпродукті I стадії МС ($\beta_{пп}$).

Також у блоці 1 вводиться дискретність знімання інформації (Δt) про змінні, задається середня витрата ЗРС (Q_{p0}), мінімальні витрати води до млина ($\underline{B}_m$), задана густина зливу класифікатора (ρ_{c3}) та заданий вміст заліза у промпродукті I стадії МС ($\beta_{пп3}$).

У блоці 1 задаються апріорні величини запізнювань вхідних впливів відносно вихідних змінних: $\tau_{\rho\alpha}$, $\tau_{\rho f}$, $\tau_{\rho Q_p}$, $\tau_{\rho B_m}$, $\tau_{\rho B_k}$, $\tau_{\beta\alpha}$, $\tau_{\beta f}$, $\tau_{\beta Q_p}$, $\tau_{\beta B_m}$, $\tau_{\beta B_k}$ (для цієї мети доцільно залучити експертів). Надалі при накопиченні достатнього статистичного матеріалу доцільно скористатися для знаходження запізнювань статистичними методами. Для цього необхідно побудувати взаємні кореляційні функції відповідних змінних та за зміщенням максимуму цих функцій оцінити величину запізнення цих змінних відносно одна одної.

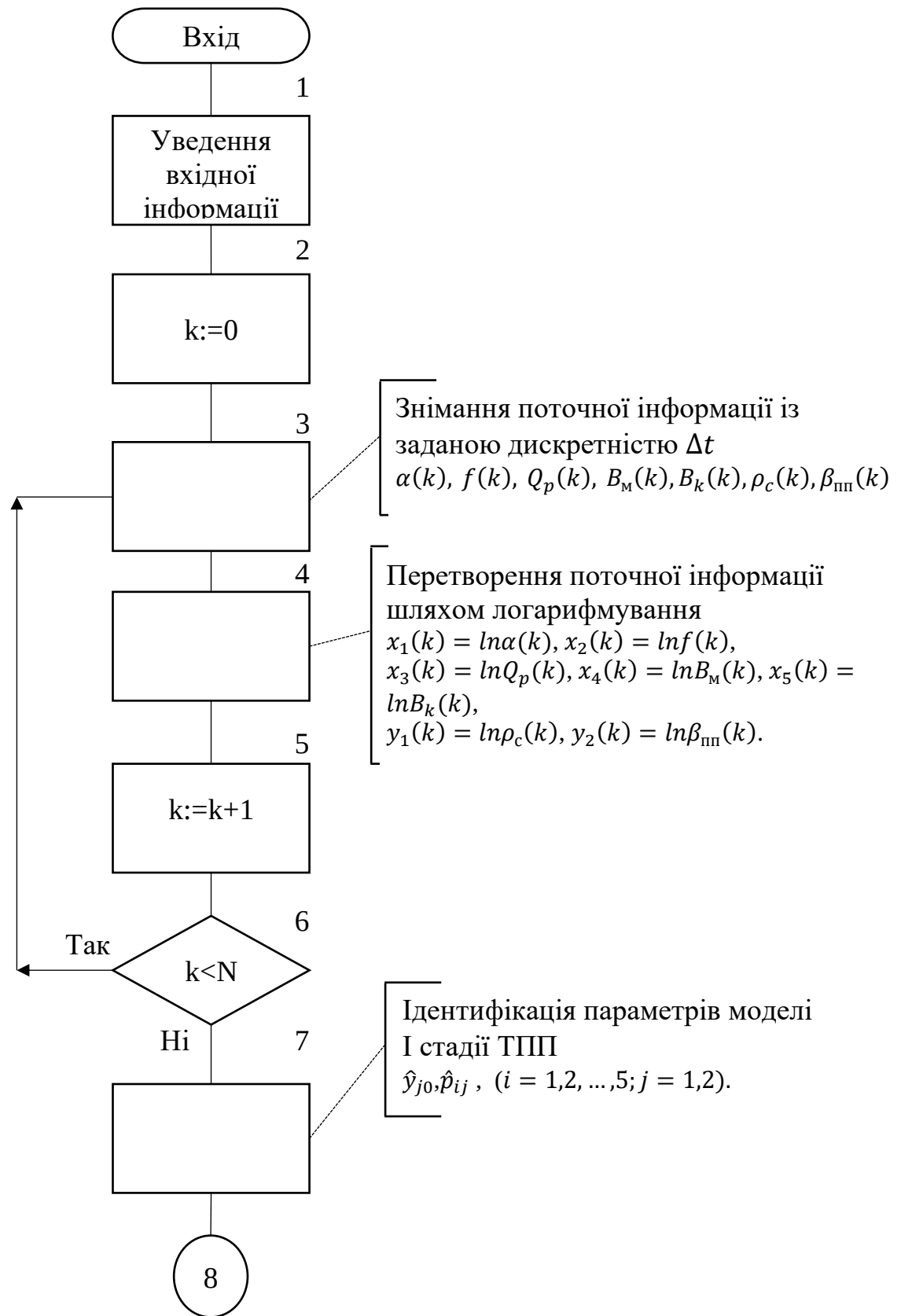


Рис. 4.8. Блок-схема алгоритму практичної апробації АСК I стадії ТПП,
 аркуш 1

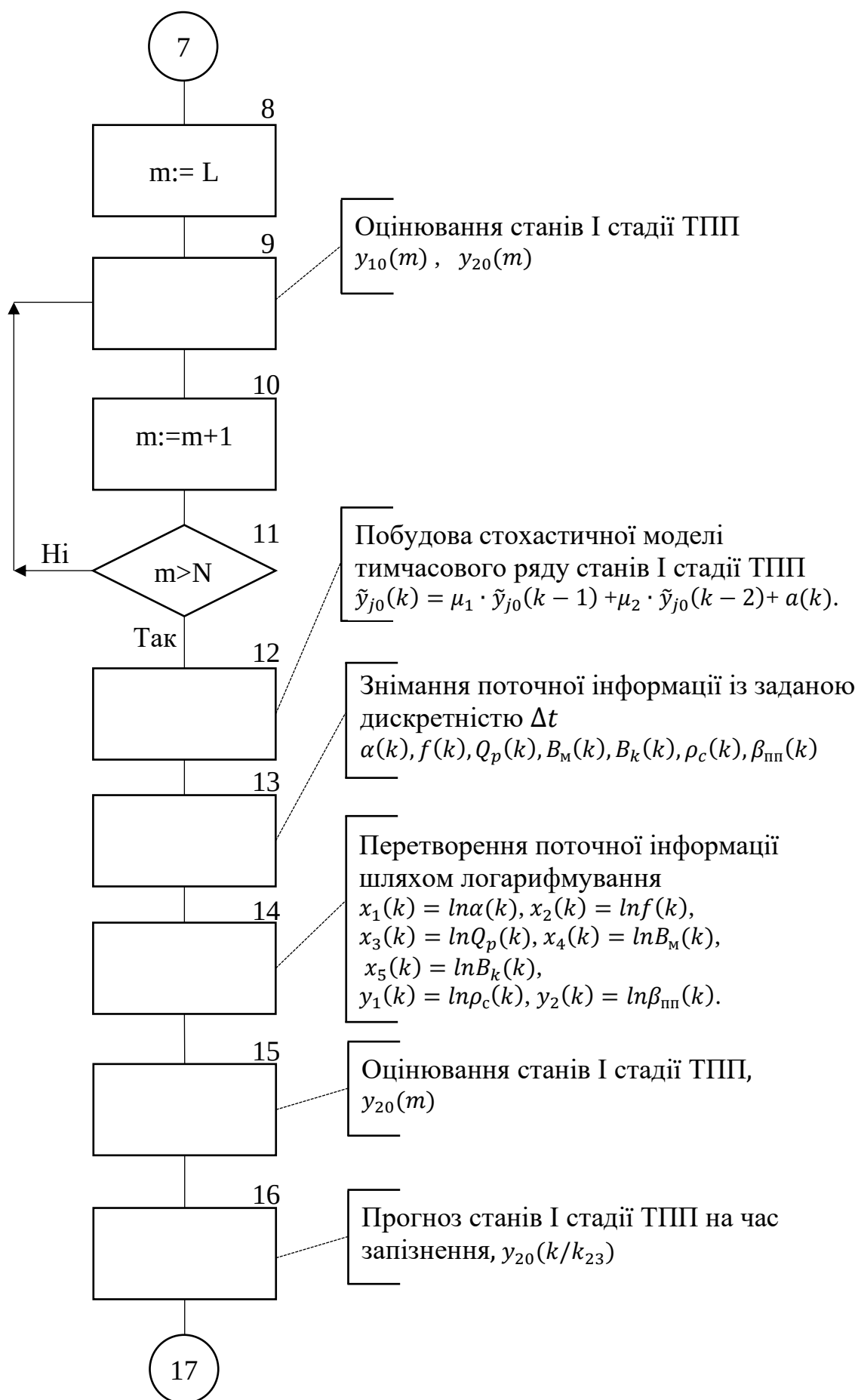


Рис. 4.8. Блок-схема алгоритму практичної апробації АСК I стадії ТПП,
аркуш 2

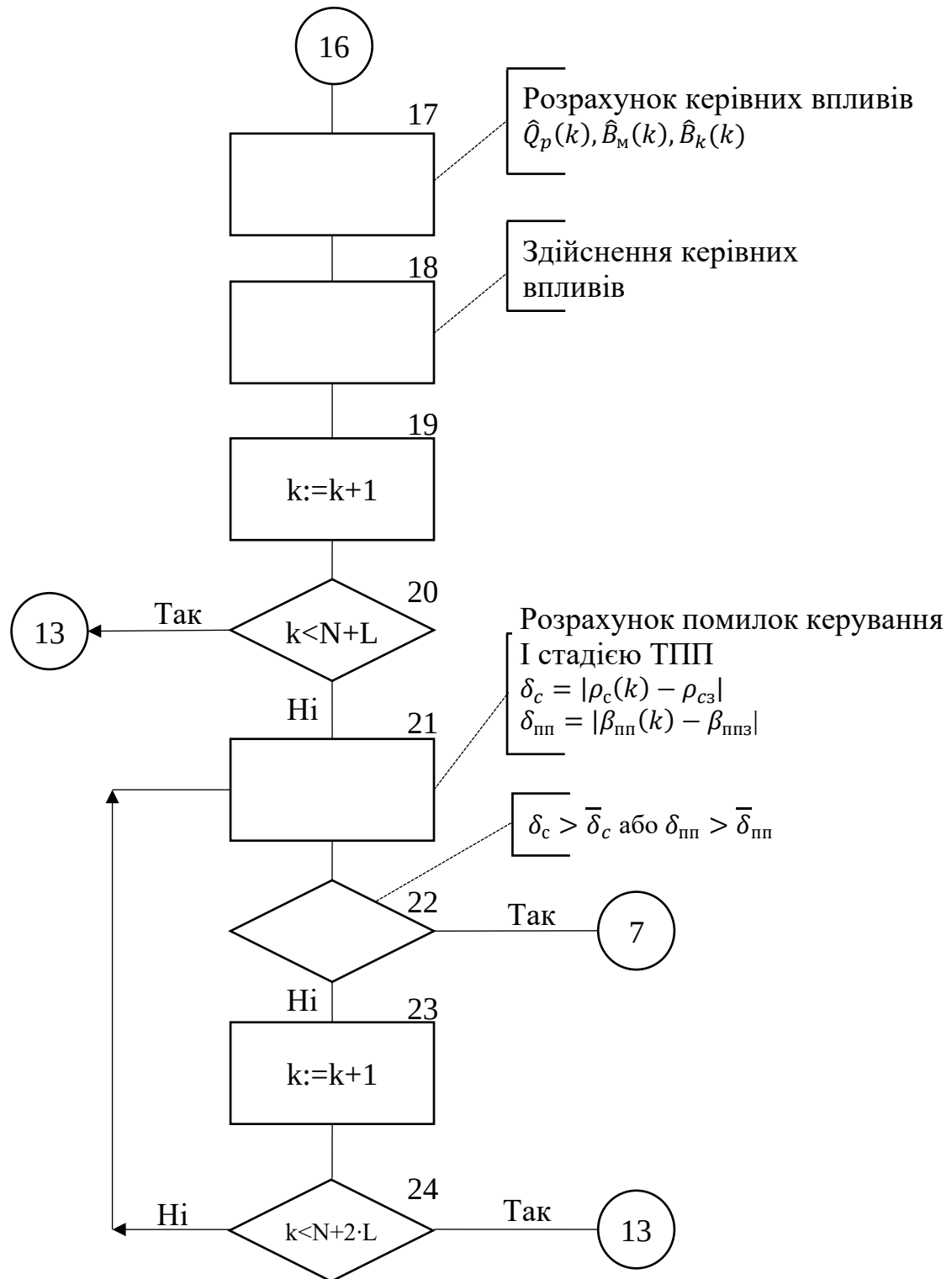


Рис. 4.8. Блок-схема алгоритму практичної апробації АСК I стадії ТПП,
аркуш 3

Додатково у блоці 1 визначається обсяг необхідної резервованої в комп'ютері пам'яті для проведення ідентифікації параметрів моделі

$$N > M + L ,$$

де M – кількість параметрів у моделі,

L – максимальна величина запізнення.

У цьому разі

$$M = 6, L = E\left[\frac{1}{\Delta t} \max \left\{ \tau_{\rho\alpha}, \tau_{\rho f}, \tau_{\rho Q_p}, \tau_{\rho B_M}, \tau_{\rho B_K}, \tau_{\beta\alpha}, \tau_{\beta f}, \tau_{\beta Q_p}, \tau_{\beta B_M}, \tau_{\beta B_K} \right\}\right],$$

$E[\cdot]$ – ціла частина числа.

У блоці 1 задаються допустимі похибки прогнозу вихідних змінних: за густиною зливу класифікатора $\bar{\delta}_c$ та за вмістом заліза у промпродукті $\bar{\delta}_{пп}$.

У **блоках 2 – 6** здійснюється знімання поточної інформації про змінні ТПП із заданою дискретністю Δt та перетворенням її шляхом логарифмування

$$x_1(k) = \ln \alpha(k), x_2(k) = \ln f(k), x_3(k) = \ln Q_p(k), x_4(k) = \ln B_M(k),$$

$$x_5(k) = \ln B_K(k), y_1(k) = \ln \rho_c(k), y_2(k) = \ln \beta_{пп}(k).$$

У **блоці 7** проводиться ідентифікація параметрів моделей ТПП.

Для цього мультиплікативна структура моделей (6.1), (6.2) шляхом логарифмування наводиться до адитивної структури

$$y_j(k) = y_{j0} + \sum_{i=1}^5 p_{ij} x_i(k - k_{ij}) + \eta_j, (j = 1, 2),$$

$$\begin{aligned} \text{де } y_{10} = \ln \rho_{c0}, y_{20} = \ln \beta_{пп0}, p_{11} = m_\alpha, p_{21} = m_f, p_{31} = m_{Q_p}, p_{41} = \\ m_{B_M}, p_{51} = m_{B_K}, p_{12} = n_\alpha, p_{22} = n_f, p_{32} = n_{Q_p}, p_{42} = n_{B_M}, p_{52} = n_{B_K}, k_{11} = \\ E\left[\frac{\tau_{\rho\alpha}}{\Delta t}\right], k_{21} = E\left[\frac{\tau_{\rho f}}{\Delta t}\right], k_{31} = E\left[\frac{\tau_{\rho Q_p}}{\Delta t}\right], k_{41} = E\left[\frac{\tau_{\rho B_M}}{\Delta t}\right], k_{51} = E\left[\frac{\tau_{\rho B_K}}{\Delta t}\right], k_{12} = E\left[\frac{\tau_{\beta\alpha}}{\Delta t}\right], \\ k_{22} = E\left[\frac{\tau_{\beta f}}{\Delta t}\right], k_{32} = E\left[\frac{\tau_{\beta Q_p}}{\Delta t}\right], k_{42} = E\left[\frac{\tau_{\beta B_M}}{\Delta t}\right], k_{52} = E\left[\frac{\tau_{\beta B_K}}{\Delta t}\right], \eta_j = \ln \varepsilon_j. \end{aligned}$$

Для знаходження параметрів одержаних моделей застосовується МНК.

Для цього мінімізується сума квадратів нев'язок для кожної з моделей ТПП

$$F(y_{j0}, p_{ij}) = \sum_{k=1}^N (y_j(k) - y_{j0}(k) - \sum_{i=1}^5 p_{ij} x_i(k - k_{ij}))^2 \rightarrow \min, (j = 1, 2).$$

У результаті мінімізації отримуються системи з шести лінійних алгебраїчних рівнянь для кожної з моделей ТПП

$$\begin{cases} y_{j0} + \sum_{i=1}^5 p_{ij} \bar{x}_i = \bar{y}_j, \\ y_{j0} \bar{x}_1 + \sum_{i=1}^5 p_{ij} \bar{x}_i \bar{x}_1 = \overline{y_j x_1}, \\ y_{j0} \bar{x}_2 + \sum_{i=1}^5 p_{ij} \bar{x}_i \bar{x}_2 = \overline{y_j x_2}, \\ y_{j0} \bar{x}_3 + \sum_{i=1}^5 p_{ij} \bar{x}_i \bar{x}_3 = \overline{y_j x_3}, \\ y_{j0} \bar{x}_4 + \sum_{i=1}^5 p_{ij} \bar{x}_i \bar{x}_4 = \overline{y_j x_4}, \\ y_{j0} \bar{x}_5 + \sum_{i=1}^5 p_{ij} \bar{x}_i \bar{x}_5 = \overline{y_j x_5}, \end{cases}$$

$$\text{де } \bar{y}_j = \frac{1}{N} \sum_{k=1}^N y_j(k), \bar{x}_i = \frac{1}{N} \sum_{k=1}^N x_i(k - k_{ij}),$$

$$\overline{x_i x_l} = \frac{1}{N} \sum_{k=1}^N x_i(k - k_{ij}) x_l(k - k_{lj}), \overline{y_j x_l} = \frac{1}{N} \sum_{k=1}^N y_j(k) x_l(k - k_{lj}),$$

$$(l = 1, 2, \dots, 5; j = 1, 2).$$

Для розв'язання систем лінійних алгебраїчних рівнянь природно скористатися стандартними програмами, що реалізують методи Гауса, Крамера тощо.

Знайдені рішення систем лінійних рівнянь кожної моделі визначають оптимальні величини параметрів

$$\hat{y}_{j0}, \hat{p}_{ij}, (i = 1, 2, \dots, 5; j = 1, 2).$$

У блоках 8 – 11 послідовно обчислюються параметри, які визначають стани ТПП за густиною зливу класифікатора та вмістом заліза у промпродукті в момент часу k за формулою

$$y_{j0}(k) = \hat{y}_{j0} - \sum_{i=1}^5 \hat{p}_{ij} x_i(k - k_{ij}), (k = L, \dots, N; j = 1, 2).$$

При цьому формуються два дискретні часові ряди за густиною зливу класифікатора та за вмістом заліза в промпродукті.

У блоці 12 виконується побудова стохастичних математичних моделей отриманих дискретних часових рядів. Для цього проводиться статистичний аналіз з метою подання їх у вигляді процесів авторегресії. У цьому разі тимчасові ряди записуються як регресія поточного відхилення $\tilde{y}_{j0}(k)$ від середнього значення $\bar{y}_{j0}$ на попередні відхилення ряду

$$\tilde{y}_{j0}(k-1), \tilde{y}_{j0}(k-2), \dots, \tilde{y}_{j0}(k) = \mu_1 \cdot \tilde{y}_{j0}(k-1) + \mu_2 \cdot \tilde{y}_{j0}(k-2) + \dots + \mu_p \cdot \tilde{y}_{j0}(k-p) + a(k),$$

$$\text{де } \tilde{y}_{j0}(k-l) = y_{j0}(k-l) - \bar{y}_{j0}, \bar{y}_{j0} = \frac{1}{N} \sum_{k=1}^{N-L} y_{j0}(k),$$

μ_l – параметри, ($l = 1, 2, \dots, p; j = 1, 2$),

$a(k)$ – послідовність незалежних однаково розподілених випадкових величин (білий шум).

У цьому разі можна показати, що прийнятним є процес авторегресії другого порядку

$$\tilde{y}_{j0}(k) = \mu_1 \cdot \tilde{y}_{j0}(k-1) + \mu_2 \cdot \tilde{y}_{j0}(k-2) + a(k).$$

Для знаходження величин параметрів можна скористатися рівняннями Юла-Уокера, які дозволяють знайти параметри авторегресії через автокореляції

$$\begin{cases} r_1 = \mu_1 + \mu_2 r_1 \\ r_2 = \mu_1 r_1 + \mu_2 \end{cases}$$

Розв'язуючі цю систему, знаходимо

$$\mu_1 = \frac{r_1(1-r_2)}{1-r_1^2}, \quad \mu_2 = \frac{r_2-r_1^2}{1-r_1^2},$$

де r_1, r_2 – значення автокореляційної функції при $k = 1, 2$, відповідно.

Для оцінювання автокореляційної функції при затримці l найкраще користуватися формулою

$$r_l = \frac{c_l}{c_0},$$

де $c_l = \frac{1}{N} \sum_{n=1}^{N-l} (z(n) - \bar{z})(z(n+l) - \bar{z})$, $\bar{z} = \frac{1}{N} \sum_{n=1}^N z(n)$, ($l = 0, 1, 2, \dots$).

У блоках 13 та 14 триває знімання та перетворення поточної інформації про змінні I стадії ТПП.

У блоці 15 оцінюються поточні стани I стадії ТПП за прийнятою та перетвореною інформацією в блоках 13 і 14.

У блоці 16 проводиться прогноз станів I стадії ТПП за густиною зливу класифікатора та за вмістом заліза в промпродукті на час запізнення за витратою ЗРС, витратою води в млин і витратою води в класифікатор, користуючись моделями стохастичних часових рядів, синтезованими в блоці 12,

$$\tilde{y}_{j0}(k + k_{3j}) = \mu_1 \cdot \tilde{y}_{j0}(k + k_{3j} - 1) + \mu_2 \cdot \tilde{y}_{j0}(k + k_{3j} - 2) + a(k).$$

Прогнози в момент k на один крок, на два кроки та на l кроків,

відповідно, матимуть вигляд

$$\tilde{y}_{j0}(k/1) = \mu_1 \cdot \tilde{y}_{j0}(k) + \mu_2 \cdot \tilde{y}_{j0}(k-1),$$

$$\tilde{y}_{j0}(k/2) = \mu_1 \cdot \tilde{y}_{j0}(k/1) + \mu_2 \cdot \tilde{y}_{j0}(k),$$

$$\tilde{y}_{j0}(k/l) = \mu_1 \cdot \tilde{y}_{j0}(k/(l-1)) + \mu_2 \cdot \tilde{y}_{j0}(k/(l-2)), \quad l = 3, 4, \dots, k_{3j}.$$

Отже, прогнози обчислюються рекурентним способом.

Для переходу від відхилень $\tilde{y}_{j0}(k/l)$ до реальних величин необхідно скористатися формулою

$$y_{j0}(k/l) = \tilde{y}_{j0}(k/l) + \bar{y}_{j0}.$$

У блоці 17 проводиться розрахунок керівних впливів щодо витрати ЗРС, витрати води до млина та витрати води до класифікатора з метою стабілізації густини зливу класифікатора та вмісту заліза у промпродукті з урахуванням обмежень. Для цього попередньо виписуються рівняння, які визначають необхідні величини стабілізованих змінних,

$$y_{13}(k + k_{31}) = y_{10}(k/k_{31}) + \hat{p}_{11}x_1(k - k_{11} + k_{31}) + \hat{p}_{21}x_2(k - k_{21} + k_{31}) + \\ + \hat{p}_{31}X_3(k) + \hat{p}_{41}X_4(k - k_{41} + k_{31}) + \hat{p}_{51}X_5(k - k_{21} + k_{31}),$$

$$y_{23}(k + k_{31}) = y_{20}(k/k_{31}) + \hat{p}_{12}x_1(k - k_{12} + k_{31}) + \hat{p}_{22}x_2(k - k_{22} + k_{31}) + \\ + \hat{p}_{32}X_3(k - k_{32} + k_{31}) + \hat{p}_{42}X_4(k - k_{42} + k_{31}) + \hat{p}_{52}X_5(k - k_{52} + k_{31}),$$

де $y_{13}(k + k_{31}), y_{23}(k + k_{31})$ – задані стабілізовані величини за густиною зливу класифікатора та вмістом заліза в промпродукті в майбутній момент часу, зсунутий на величину запізнення керівного впливу за витратою ЗРС,

$y_{10}(k/k_{31}), y_{20}(k/k_{31})$ – прогнозовані за моделями стохастичних часових рядів станів ТПП за густиною зливу класифікатора та вмістом заліза в промпродукті,

$X_3(\cdot), X_4(\cdot), X_5(\cdot)$ – керівні впливи за витратами ЗРС, води до млина та води до класифікатора, відповідно.

Відповідно до умов роботи млина, має дотримуватися рівність

$$\hat{B}_m(k - k_{41} + k_{31}) = \underline{B}_m \frac{\hat{Q}_p(k)}{Q_{p0}}.$$

Логарифмуючи цей вираз, отримуємо

$$X_4(k - k_{41} + k_{31}) = X_3(k) + \ln\left(\frac{B_M}{Q_{p0}}\right).$$

Припустимо, що запізнення щодо витрати ЗРС і витрати води до млина щодо густини зливу класифікатора приблизно однакові, тобто

$$k_{31} \approx k_{41},$$

тоді остання рівність може бути записана у вигляді

$$X_4(k) = X_3(k) + \ln\left(\frac{B_M}{Q_{p0}}\right).$$

Аналогічно припустимо, що

$$k_{31} \approx k_{42}, \quad k_{31} \approx k_{32}, \quad k_{51} \approx k_{52}.$$

Тоді система рівнянь набуває вигляду

$$y_{13}(k + k_{31}) = y_{10}(k/k_{31}) + \hat{p}_{11}x_1(k - k_{11} + k_{31}) + \hat{p}_{21}x_2(k - k_{21} + k_{31}) + \\ + \hat{p}_{31}X_3(k) + \hat{p}_{41}(X_3(k) + \ln\left(\frac{B_M}{Q_{p0}}\right)) + \hat{p}_{51}X_5(k - k_{51} + k_{31}),$$

$$y_{23}(k + k_{31}) = y_{20}(k/k_{32}) + \hat{p}_{12}x_1(k - k_{12} + k_{31}) + \hat{p}_{22}x_2(k - k_{22} + k_{31}) + \\ + \hat{p}_{32}X_3(k) + \hat{p}_{42}(X_3(k) + \ln\left(\frac{B_M}{Q_{p0}}\right)) + \hat{p}_{52}X_5(k - k_{51} + k_{31}).$$

Отримано систему двох лінійних алгебраїчних рівнянь із двома невідомими керівними впливами:

$$(\hat{p}_{31} + \hat{p}_{41})X_3(k) + \hat{p}_{51}X_5(k - k_{51} + k_{31}) = y_{13}(k + k_{31}) - \hat{y}_{10}(k + k_{31}) - \\ - \hat{p}_{11}x_1(k - k_{11} + k_{31}) - \hat{p}_{21}x_2(k - k_{21} + k_{31}) - \hat{p}_{41}\ln\left(\frac{B_M}{Q_{p0}}\right),$$

$$(\hat{p}_{32} + \hat{p}_{42})X_3(k) + \hat{p}_{52}X_5(k - k_{51} + k_{31}) = y_{23}(k + k_{31}) - \hat{y}_{20}(k + k_{31}) - \\ - \hat{p}_{12}x_1(k - k_{11} + k_{31}) - \hat{p}_{22}x_2(k - k_{21} + k_{31}) - \hat{p}_{42}\ln\left(\frac{B_M}{Q_{p0}}\right).$$

Для розв'язання цієї СЛАР скористаємося формулами Крамера

$$X_3(k) = \frac{\Delta_1}{\Delta}, \quad X_5(k - k_{51} + k_{31}) = \frac{\Delta_2}{\Delta},$$

де

$$\Delta = \begin{vmatrix} \hat{p}_{31} + \hat{p}_{41} & \hat{p}_{51} \\ \hat{p}_{32} + \hat{p}_{42} & \hat{p}_{52} \end{vmatrix},$$

$$\Delta_1 = \begin{vmatrix} y_{13}(k + k_{31}) - \hat{y}_{10}(k + k_{31}) - \hat{p}_{11}x_1(k - k_{11} + k_{31}) - \hat{p}_{21}x_2(k - k_{21} + k_{31}) - \hat{p}_{41}\ln\left(\frac{B_M}{Q_{p0}}\right) & \hat{p}_{51} \\ y_{23}(k + k_{31}) - \hat{y}_{20}(k + k_{31}) - \hat{p}_{12}x_1(k - k_{11} + k_{31}) - \hat{p}_{22}x_2(k - k_{21} + k_{31}) - \hat{p}_{42}\ln\left(\frac{B_M}{Q_{p0}}\right) & \hat{p}_{52} \end{vmatrix},$$

$$\Delta_2 = \begin{vmatrix} \hat{p}_{31} + \hat{p}_{41} & y_{13}(k + k_{31}) - \hat{y}_{10}(k + k_{31}) - \hat{p}_{11}x_1(k - k_{11} + k_{31}) - \hat{p}_{21}x_2(k - k_{21} + k_{31}) - \hat{p}_{41} \ln\left(\frac{B_M}{Q_{p0}}\right) \\ \hat{p}_{32} + \hat{p}_{42} & y_{23}(k + k_{31}) - \hat{y}_{20}(k + k_{31}) - \hat{p}_{12}x_1(k - k_{11} + k_{31}) - \hat{p}_{21}x_2(k - k_{21} + k_{31}) - \hat{p}_{41} \ln\left(\frac{B_M}{Q_{p0}}\right) \end{vmatrix}.$$

При цьому

$$X_4(k) = X_3(k) + \ln\left(\frac{B_M}{Q_{p0}}\right).$$

Тоді керівні впливи обчислюються за формулами

$$\hat{Q}_p(k) = e^{\frac{\Delta_1}{\Delta}}, \quad \hat{B}_M(k) = \frac{B_M}{Q_{p0}} e^{\frac{\Delta_1}{\Delta}}, \quad \hat{B}_K(k - k_{51} + k_{31}) = e^{\frac{\Delta_2}{\Delta}}.$$

Якщо $k_{31} - k_{51} > 0$, то в момент часу k наноситься керівний вплив за витратами ЗРС та води до млина, а потім у момент часу $k + k_{31} - k_{51}$ наноситься керівний вплив відносно витрати води в класифікатор.

Якщо $k_{31} - k_{51} \leq 0$, то в момент часу k наноситься керівний вплив за витратою води в класифікатор, а потім у момент часу $k + k_{51} - k_{31}$ наноситься керівний вплив за витратами ЗРС та води до млина.

У блоці 18 проводиться реалізація керівного впливу, якщо це необхідно, або фіксується в режимі «поради операторові».

У блоках 19 та 20 відбувається перехід до наступного кроку з перевіркою досягнення величини $N + L$. Якщо ця величина не досягнута, відбувається перехід до блока 13. В іншому випадку, в блоці 21 реалізується обчислення абсолютних величин відхилень реальних величин вихідних змінних від заданих у вихідній інформації

$$\delta_c = |\rho_c(k) - \rho_{c3}|, \quad \delta_{пп} = |\beta_{пп}(k) - \beta_{пп3}|.$$

У блоці 22 порівнюються отримані в блоці 21 величини відхилень з максимально допустимими величинами $\bar{\delta}_c$ та $\bar{\delta}_{пп}$, що задаються у вхідній інформації. Якщо величини відхилень менші від допустимих величин, тобто $\delta_c < \bar{\delta}_c$ і $\delta_{пп} < \bar{\delta}_{пп}$, то в блоці 23 здійснюється перехід до наступного кроку. Якщо якась із величин відхилень більша за допустимі величини, тобто $\delta_c > \bar{\delta}_c$ або $\delta_{пп} > \bar{\delta}_{пп}$, відбувається перехід у блок 7, починаючи з якого повторюється ідентифікація параметрів моделей ТПП.

У блоці 24 перевіряється умова наявності розрахунку керівного впливу. Якщо керівний вплив було розраховано, то знову в блоці 21 обчислюються величини відхилень, у блоці 22 реалізується порівняння. Якщо керівні впливи не були обчислені, то здійснюється перехід у блок 13, де продовжується знімання інформації без коригування параметрів математичних моделей ТПП.

Описаний вище алгоритм практичної апробації АСК ТПП було реалізовано за допомогою комп'ютерної програми.

Застосування алгоритму практичної апробації АСК ТПП на статистичному матеріалі показало його ефективність, що підтверджено відповідними документами.

Висновки до розділу 4

Здійснивши розробку ІВС І ст. ТПП та практичну апробацію АСК І ст. ТПП сировини можливо зробити наступні висновки.

1. Розроблено функціональну схему та алгоритм системи контролю ХМВ ЗРС з використанням ЯФМ та МММ контролю, при цьому вдосконалено ЯФМ контролю шляхом використання двох каналів для реєстрації розсіяного та поглиненого гамма-випромінювання, що дозволяє підвищити точність вимірювань і перейти до розроблення ІВС І стадії ТПП.

2. Розроблено схему ІВС оперативного контролю ХМВ ЗРС, яка реалізує синергію ЯФМ і МММ контролю ХМВ ЗРС, що вдосконалює інформаційне забезпечення оператора ТПП і дозволяє здійснювати оперативний контроль перебігу процесів у І стадії ТПП.

3. Проведено комп'ютерне моделювання АСК І стадією ТПП на базі математичної моделі ТПП з мультиплікативною структурою, яка формує керівні впливи щодо витрати ЗРС та витрати води в млин і класифікатор з метою стабілізації густини зливу класифікатора та вмісту заліза в промпродукті з урахуванням заданих обмежень. Ефективність моделювання підтверджено на статистичному матеріалі.

Основні результати цього розділу опубліковано в працях [113-121].

ВИСНОВКИ

Дисертація є завершеною науково-дослідною працею, у якій розв'язано актуальне наукове завдання розроблення моделей, методів та АСК І стадією ТПП залізистих кварцитів на основі нових методів, що полягають у синергії ЯФМ і МММ методів контролю вмісту заліза у вихідній ЗРС в умовах стохастичності її властивостей. Це дає змогу підвищити інформативність процесу подрібнення, отримати дані про характеристики міцності ЗРС у живленні І стадії ТПП та здійснювати оптимальне керування шляхом коригування подання руди на основі інформації про вміст у ній загального та магнітного заліза.

Наукова новизна та науково-технічні рішення щодо керування процесами подрібнення І стадії ТПП ЗРС розглянув і підтвердив технічний відділ гірничого департаменту ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг».

За результатами проведених досліджень сформульовано такі наукові результати:

1. Аналіз питань автоматизації керування ТПП ЗРС в умовах РЗФ ГЗК України показав, що поряд з актуальністю проблеми та досить великою кількістю досліджень і розробок у цьому напрямі на сьогодні практично відсутні працездатні системи керування ТПП, що зумовлено низькою інформативністю про вміст заліза у вихідній ЗРС, відсутністю врахування стохастичності її фізико-механічних і хіміко-мінералогічних характеристик, а також відсутністю оперативної інформації про стан І стадії ТПП. Зазначені фактори суттєво ускладнюють формування ефективних керівних впливів з урахуванням поточних характеристик вхідної ЗРС, що призводить до неякісного формування промпродукту І стадії МС, та, як наслідок, втрат заліза у хвостах збагачення та зниження якості концентрату. Наявні на сьогодні розробки не забезпечують достатньо ефективного вирішення завдань оптимального керування І стадією ТПП ЗРС в умовах РЗФ.

2. Вдосконалено математичну модель I стадії ТПП з застосуванням теоретико-ймовірнісного апарату, що враховує стохастичність вхідних змінних. Запропоновано «м'яку» мультиплікативну структуру математичної моделі I стадії ТПП, що дає можливість забезпечення її структурної стійкості при випадкових збуреннях змінних, видалення та додавання нових змінних при розробленні нових інформаційних засобів контролю ТПП, а також підвищення точності ідентифікації технологічних параметрів.

3. Обґрунтовано необхідність використання ЯФМ контролю вмісту загального заліза в ЗРС на основі встановленого взаємозв'язку між міцністю руди та вмістом у ній загального заліза для сировини, що надходить в I стадію ТПП РЗФ, який уможливорює отримання інформації про подрібнюваність матеріалу, підвищення ефективності переробки руди в I стадії та зниження енерговитрат на процес подрібнення ЗРС у кульовому млині.

4. Встановлено залежність інтенсивності розсіяного та поглиненого гамма-випромінювання при опроміненні ЗРС джерелом гамма-квантів від вмісту загального заліза в ній. Запропоновано для оперативного контролю рудного матеріалу з концентрацією загального заліза понад 25 % проводити аналіз величини потоку гамма-випромінювання, який поглинається ЗРС, у зв'язку з тим, що кількість поглинених гамма-квантів у результаті фотоефекту перевищує кількість розсіяних гамма-квантів при Комптон-ефекті. Це забезпечує підвищення чутливості контролю ХМВ ЗРС (0,637 % при зміні вмісту заліза на 1 %).

5. Запропоновано комплексне використання ЯФМ і МММ для оперативного контролю вмісту заліза в ЗРС в умовах РЗФ, що підвищує інформативність ТПП ЗРС за рахунок отримання даних про вміст і загального, і магнітного заліза в руді.

6. Обґрунтовано метод керування процесом подрібнення на основі інформації про вміст загального та магнітного заліза у вихідній ЗРС, що надходить в I стадію ТПП, який полягає в стабілізації вмісту магнітного заліза

в ЗРС у межах заданого технологічною інструкцією діапазону та коригування подання руди на основі інформації про її міцність, що дає можливість стабілізувати крупність зливу кульового млина та зменшити коливання вмісту заліза в концентраті до 3,5 %.

7. Розроблено модель системи керування першою стадією ТПП ЗРС, яка формує керуючі впливи на основі визначення ХМВ ЗРС з застосуванням апарату нечіткої логіки з використанням регуляторів на базі системи нечіткого логічного виведення, які працюють за заданими правилами згідно з алгоритмом Мамдані, що дає можливість стабілізувати вміст заліза в промпродукті на цільовому рівні в 55 %.

8. Сформульовано та розв'язано задачу АК першою стадією ТПП як завдання оптимальної стабілізації необхідного гранулометричного складу промпродукту і вмісту заліза в ньому при заданій продуктивності в умовах стохастичності властивостей ЗРС та виконання обмежень, пов'язаних з функціонуванням млина та класифікатора. Розроблено автоматизовану систему керування I стадією ТПП РЗФ-1 ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг», яка дає можливість стабілізувати густинні характеристики зливу класифікатора, зменшити до 2,7 % втрати заліза у хвості збагачення на I стадії МС, зменшити коливання вмісту заліза в концентраті до 3,5 %, що дає можливість підвищити якість концентрату на 1 %.

9. Розрахований очікуваний економічний ефект від упровадження автоматизованої системи на ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» становить понад 290 млн грн на рік.

10. Отримані в дисертації теоретичні та практичні результати використовуються при проведенні лекційних і практичних занять у навчальному процесі Криворізького національного університету.

СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

1. Качество минерального сырья / А. А. Азарян та ін. ; ред. В. Ф. Бизов. Кривий Ріг : Мінерал, 2001. 201 с.
2. Lynch A. J. Mineral crushing and grinding circuits: Their simulation, optimisation, design, and control / ed. by B. P. D, Asarco, Inc. Silver Bell Unit. Amsterdam : Elsevier Scientific Pub. Co, 1977. 342 p.
3. Кондратець В. О. Адаптивне розподілене керування подрібненням руди кульовими млинами з оптимізацією динаміки розрідження пульпи : дис. ... д-ра техн. наук : 05.13.07. Кривий Ріг, 2015. 338 с.
4. Корнієнко В. І. Автоматизація оптимального керування процесами дроблення і здрібнювання руд. Дніпропетровськ : Нац. гірн. ун-т, 2013. 191 с.
5. Кучер В. Г. Стан і перспективи розвитку автоматизації технологічних процесів збагачення залізистих кварцитів Кривбасу. Кривий Ріг : Рудпромгеофізика, 2013. 119 с.
6. Мацуй А. М. Методологічні засади енергоефективного інваріантного керування подрібненням-класифікацією руд на основі непрямих прогностичних оцінок характеристик сировини та обладнання : дис. ... д-ра техн. наук : 05.13.07. Кривий Ріг, 2021. 672 с.
7. Кучер В. Г. Автоматизация процессов опробования пульповых продуктов на обогатительных фабриках. *Бюллетень научно-технической информации «Черная металлургия»*. 1989. № 9. С. 2–18.
8. Кучер В. Г., Суртаев В. М. Автоматизированный пробоотбор на обогатительных фабриках черной металлургии. *АСУТП в черной металлургии*. Москва, 1982. С. 20–24.
9. Система автоматичного контролю і керування масовою часткою магнітного заліза у конвеєрному рудопотоці : пат. 50668 Україна : G01R 33/12. № u200911026 ; заявл. 02.11.2009 ; опубл. 25.06.2010, Бюл. № 12. 3 с.

10. Пристрій для автоматичного визначення вмісту магнетитового заліза на конвеєрі : пат. 36662 Україна : G01R 33/12. № u200715008 ; заявл. 29.12.2007 ; опубл. 10.11.2008, Бюл. № 21. 2 с.

11. Марюта А. Н. Автоматическая оптимизация процесса обогащения руд на магнито-обогащительных фабриках. Москва : Недра, 1975. 328 с.

12. Сотнікова Т.Г. Оптимальне керування процесом подрібнення залізних руд в умовах невизначеності : дис. ... канд. техн. наук : 05.13.07. Сєвєродонецьк, 2016. 190 с.

13. Моркун В. С. Ультразвуковой контроль характеристик измельченных материалов и адаптивное управление процессами измельчения-классификации руд на его базе : дис. ... д-ра техн. наук : 05.13.07. Кривий Ріг, 1998. 401 с.

14. Конох І. С. Моделі та методи ефективного керування безперервними процесами обробки сировини на базі мультиагентних систем : дис. ... д-ра техн. наук : 05.13.07. Херсон, 2021. 426 с.

15. Щокін В. П. Адаптивне керування агломераційним комплексом на основі авторегресійних структур з регуляризацією : дис. ... д-ра техн. наук : 05.13.07. Кривий Ріг, 2012. 443 с.

16. Назаренко М. В. Розвиток теорії інтегрованого управління технологічними комплексами залізорудного гірничо-збагачувального комбінату : дис. ... д-ра техн. наук : 05.13.07. Дніпропетровськ, 2006. 350 с.

17. Моркун Н. В. Розподілене оптимальне керування взаємопов'язаними процесами збагачувального виробництва на основі динамічної просторово-часової моделі : дис. ... д-ра техн. наук : 05.13.07. Кривий Ріг, 2017. 357 с.

18. Popov S. O., Timchenko R. A., Krishko D. A. Improving management of mining enterprises on the basis of modern information technologies for the purpose of optimizing the use of resource potential. *Traditions and innovations of resource-saving technologies in mineral mining and processing* : multi-authored monograph. Petrosani, Romania, 2019. P. 300–316.

19. Botha S. Hybrid non-linear model predictive control of a run-of-mine ore grinding mill circuit : dissertation. Pretoria, 2018. 94 p. URL: <http://hdl.handle.net/2263/66915> (date of access: 21.02.2021).
20. Rosa A. C. Desempenho dos circuitos de moagem direto e inverso da Samarco. São Paulo, 2012. 134 p. URL: <http://www.teses.usp.br/teses/disponiveis/3/3134/tde-26072013-115108/> (date of access: 27.04.2022).
21. Кочура Е. В. Развитие научных основ автоматизации процессов магнитного обогащения руд с целью энергосбережения : дис. ... д-ра техн. наук : 05.13.07. Дніпропетровськ, 1996. 372 с.
22. Bublikov A. V., Tkachov V. V. Automation of the control process of the mining machines based on fuzzy logic. *Науковий вісник Національного гірничого університету*. 2019. № 3. С. 112-118. URL: <https://doi.org/10.29202/nvngu/2019-3/19>.
23. Підготовка корисних копалин до збагачення / М.І. Сокур та ін. Кременчук : П. П. Щербатих, 2017. 392 с.
24. Ніколаєнко К. В., Олійник Т. А., Прилипенко В. Д. Магнітні та електричні методи збагачення корисних копалин. Київ : Фенікс, 2011. 368 с.
25. Alekseyev M. A., Alkhori F. S. R. Automated control of ore filling degree of tumbling mills. *Scientific Bulletin of National Mining University*. 2014. № 4. P. 13-19
26. Austin L. G., Julianelli K., Schneider C. L. Simulation of wet ball milling of iron ore at Carajas, Brazil. *International Journal of Mineral Processing*. 2007. Vol. 84, № 1-4. P. 157–171. URL: <https://doi.org/10.1016/j.minpro.2006.09.010>.
27. Matsui A. The features of the specific ore types grinding automated control in the ore preparation process. *Metallurgical and Mining Industry*. 2015. № 1. P. 18–21.
28. Kondratets V., Matsui A., Yatsun V., Lichuk M. Identification of energy efficiency of ore grinding and the liner wear by a threephase motion of balls in a mill. *Eastern-European Journal of Enterprise Technologies*. 2019. Vol. 3, № 3(5). P. 21-28. URL: <https://doi.org/10.15587/1729-4061.2019.167046>.

29. Zhao H. W., Yi M. Q., Yu Q. L., Shi H. P. Research on Grinding Control System Design Method Based on Multi-Agent System Model. *Advanced Materials Research*. 2013. Vol. 694-697. P. 2125–2129. URL: <https://doi.org/10.4028/www.scientific.net/amr.694-697.2125>.

30. Кондратець В. О., Мацуй А. М., Сербул О. М., Федотова М. О. Математичне моделювання об'єму захопленої дози пульпи завитком живильника в разі повороту системи координат. *Applied Questions of Mathematical Modeling*. 2023. Т. 6, № 1. С. 82–92. URL: <https://doi.org/10.32782/mathematical-modelling/2023-6-1-9>.

31. Спосіб автоматичного контролю розрідження пульпи в млинах, що подрібнюють піски механічних класифікаторів : пат. 7741 Україна : B03B 11/00. № 20041007979 ; заявл. 01.10.2004 ; опубл. 15.07.2005, Бюл. № 7. 4 с.

32. Кондратець В. О., Мацуй А. М. Моделювання закономірностей розташування матеріалу вздовж нижньої частини піщового тіла механічного спірального класифікатора. *Automation of technological and business processes*. 2017. Т. 8, № 3. URL: <https://doi.org/10.15673/atbp.v8i3.573>.

33. Bazin C., Sadeghi M., Renaud M. An operational model for a spiral classifier. *Minerals Engineering*. 2016. Vol. 91. P. 74–85. URL: <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2015.09.024>.

34. Мацуй А. М. Математичне моделювання формування піщового тіла у міжвитковому просторі механічного спірального класифікатора. *Automation Technological and Business - Processes*. 2015. Т. 24, № 24. С. 9-17. URL: <https://doi.org/10.15673/2312-3125.24/2015.56320>.

35. Karmazin V. I., Karmazin V. V., Bardovskiy O. V., Zamytskiy O. V. Development of a continuous chamber high-gradient magnetic separator with a strong fields. *Magnetic and Electrical Separation*. 2002. Vol. 11, № 1-2. P. 93–105.

36. Morkun V. S., Morkun N. V., Tron V. V., Dotsenko I. O. Adaptive control system for the magnetic separation process. *Sustainable Development of Mountain Territories*. 2018. Vol. 10, № 4. P. 545–557. URL: <https://doi.org/10.21177/1998-4502-2018-10-4-545-557>.

37. Хорольський В. П., Хоцкіна В. П., Хорольський Д. В. Інтегроване інтелектуальне управління виробництвом продукції підприємств гірничо-металургійного комплексу : монографія. Кривий Ріг: ФОП Чернявський. 2020. 442 с.

38. Купін А. І., Сенько А. О., Мисько Б. С. Ідентифікація та автоматизоване керування в умовах процесів збагачувальної технології на основі методів обчислювального інтелекту. Кривий Ріг : Синельников Д. А., 2019. 298 с.

39. Конох И. С., Найда В. В. Анализ актуальности развития информационных технологий для оптимизации работы первой стадии обогатительной фабрики ПГОКА. *Вісник Кременчуцького національного університету імені Михайла Остроградського*. Кременчук, 2014. № 5. С. 68–76.

40. Хорольский В. П., Хорольская Т. В., Хорольский К. Д. Моделирование, разработка и исследование робототехнологических систем управления процессами обогащения полезных ископаемых. Прага : OKTAN PRINT, 2021. 453 с. URL: <https://doi.org/10.46489/mdrrcs-01>.

41. Автоматизация процессов обогащения руд / А. Н. Марюта та ін. Київ : Техніка, 1972. 140 с.

42. Барский Л. А., Козин В. З. Системный анализ в обогащении полезных ископаемых. Москва : Недра, 1978. 486 с.

43. Осмоловский В. Г., Багров В. А. Критерий эффективности процессов обогащения. *Горный журнал*. 1968. № 7. С. 66–69.

44. Марюта А. Н., Младецкий П. К., Новицкий П. А. Контроль качества минерального сырья. Київ : Техніка, 1976. 220 с.

45. Азарян А. А., Кривенко Ю. Ю., Кучер В. Г. Автоматизация первой стадии измельчения, классификации и магнитной сепарации – реальный путь повышения эффективности обогащения железных руд. *Вісник Криворізького національного університету*. 2011. № 36. С. 275–280.

46. Спосіб автоматичного керування одностадійним циклом мокрого подрібнення : пат. 56304 Україна : B02C 25/00. № u201007412 ; заявл. 14.06.2010 ; опубл. 10.01.2011, Бюл. № 1. 3 с.

47. Юртаев А. В., Карпов И. И., Лопатин В. И. Автоматизация на горнообогатительных комбинатах. Дніпропетровськ : Промінь, 1968. 42 с.

48. А. с. 1012985А СССР : МКИ B02C 25/00. Система автоматического управления одностадийным циклом мокрого измельчения / Е. К. Бабец, С. В. Бабец, В. П. Хорольский, Т. Ю. Трач. № №3296402/29-33 ; заявл. 27.05.1981 ; опубл. 23.04.1983, Бюл. № 15. 4 с.

49. Хорольский В. П. Адаптивные системы многоуровневого управления технологическими процессами переработки руд : автореф. дис. ... канд. техн. наук. Ленинград, 1989. 40 с.

50. Бабец Е. К. Адаптивные системы и алгоритмы управления процессами измельчения и классификации : автореф. дис. ... канд. техн. наук. Днепрпетровск, 1992. 17 с.

51. Спосіб автоматичного керування одностадійним циклом мокрого подрібнювання магнетитових руд : пат. 39942 Україна : B02C 25/00. № u200808908 ; заявл. 07.07.2008 ; опубл. 25.03.2009, Бюл. № 6. 4 с.

52. Моркун В. С., Моркун Н. В. Адаптивна система управління процесом магнітної сепарації залізної руди на базі засобів ультразвукового контролю : монографія. Кривий Ріг, 2019. 159 с.

53. Пристрій оперативного контролю масової частини магнітного заліза в гірській масі : пат. 60612А Україна : G01N 27/72 (2006.01). № 2003010300 ; заявл. 14.01.2003 ; опубл. 15.10.2003, Бюл. № 10. 2 с.

54. Пристрій для автоматичного визначення вмісту магнетитового заліза : пат. 24231 Україна : G01R 33/12 (2006.01). № u200700881 ; заявл. 29.01.2007 ; опубл. 25.06.2007, Бюл. № 9. 8 с.

55. Porkuian O., Morkun V., Morkun N., Tron V., Haponenko I., Davidkovich A. Influence of the Magnetic Field on Love Waves Propagation in the Solid Medium. *2020 IEEE 40th International Conference on Electronics and*

Nanotechnology (ELNANO), Kyiv, Ukraine, 22–24 April 2020. 2020. URL: <https://doi.org/10.1109/elnano50318.2020.9088802>.

56. Morkun V. S., Morkun N. V., Tron V. V. Automatic control of the ore suspension solid phase parameters using high-energy ultrasound. *Radio Electronics, Computer Science, Control*. 2017. No. 3. P. 175–182. URL: <https://doi.org/10.15588/1607-3274-2017-3-19>

57. Porkuian O., Morkun V., Morkun N. Measurement of the ferromagnetic component content in the ore suspension solid phase. *Ultrasonics*. 2020. Vol. 105. P. 1-5. URL: <https://doi.org/10.1016/j.ultras.2020.106103>.

58. X-and γ -Ray techniques for determination of the ash content of coal : пат. 4,566,114 Сполучені Штати Америки (США). Опубл. 21.01.1986.

59. Azaryan A., Azaryan V. Use of Bourger-Lambert-Bera law for the operative control and quality management of mineral raw materials. *Metallurgical and Mining Industry*. 2015. No. 1. P. 4–8.

60. Fookes R. A., Gravitis V. L., Watt J. S. Determination of iron in high-grade iron ore and of lead in lead concentrate by Compton scattering of 60-keV .gamma.-rays from americium-241. *Analytical Chemistry*. 1975. Vol. 47, no. 3. P. 589–591. URL: <https://doi.org/10.1021/ac60353a051>.

61. Azaryan A., Gritsenko A., Trachuk A., Shvets D. Development of the method to operatively control quality of iron ore raw materials at open and underground extraction. *Eastern-European Journal of Enterprise Technologies*. 2018. Vol. 5, № 5(95). P. 13–19. URL: <https://doi.org/10.15587/1729-4061.2018.144003>.

62. Пристрій для оперативного контролю масової частки заліза магнітного у гірській масі : пат. 80694 Україна : G01N 27/72 (2006.01), G01N 27/00. № 20040806896 ; заявл. 17.08.2004 ; опубл. 25.10.2007, Бюл. № 17. 2 с.

63. Пристрій оперативного контролю масової частини заліза магнітного у гірничій масі : пат. 6225 Україна : G01N 27/72. № 20041210240 ; заявл. 13.12.2004 ; опубл. 15.04.2005, Бюл. № 4. 2 с.

64. Азарян А. А., Лисовой Г. Н., Мирошник Д. Ю. Непрерывный контроль технологических потоков на конвейере. *Качество минерального сырья*. Кривий Ріг, 2011. С. 221–228.

65. Спосіб контролю вмісту корисного компонента у гірничій масі на конвеєрній стрічці : пат. 34891 А Україна : G01N 23/20 (2006.01), G01V 5/00. № 99074073 ; заявл. 15.07.1999 ; опубл. 15.03.2001, Бюл. № 2. 3 с.

66. Азарян А. А., Лисовой Г. Н., Азарян В. А., Трачук А. А. Исследование оптимального размера монокристалла NaI для регистрации интегрального потока гамма-излучения. *Вісник КТУ*. Кривий Ріг, 2011. № 29. С. 266–269.

67. Зубкевич В. Ю. Контроль вещественного состава железорудного сырья. *Качество минерального сырья*. Кривий Ріг, 2012. С. 154–168.

68. Цвіркун С. Л. Адаптивне керування процесом сортування кускової руди на базі нечіткого визначення мінералого-технологічних різновидів : дис. ... канд. техн. наук : 05.13.07. Кривий Ріг, 2015. 206 с.

69. Sidney A. A. Iron Ore Composition Monitoring Using an Automated On-Line X-Ray Spectrometer Analyzer. *Apcanalytics.com*. URL: http://www.apcanalytics.com/sites/default/files/pdf_documents/isa_show_2008_-_solas_brauer_0.pdf (date of access: 04.05.2018).

70. Shvets D. V. Analysis of operational control methods of iron ore chemical and mineralogical characteristics. *Розвиток промисловості та суспільства : міжнар. НТК, м. Кривий Ріг, 24–26 трав. 2023 р.* С. 250.

71. Щокін В. П. Інтелектуальні системи керування: аналітичний синтез та методи дослідження. Кривий Ріг : Д.О. Чернявський, 2010. 262 с.

72. Купін А. І. Інтелектуальна ідентифікація та керування в умовах процесів збагачувальної технології : монографія. Кривий Ріг : КТУ, 2008. 204 с.

73. Засименко В. М. Основи теорії планування експерименту : навч. посіб. для студентів. Львів : Держ. ун-т «Львів. політехніка», 2000. 202 с.

74. Ткаченко О. М. Ідентифікація параметрів моделі як один з етапів управління складним об'єктом. *Світ інформації та телекомунікацій-2007* : тези доп. IV Міжнар. наук.-техн. конф. студентства та молоді, м. Київ, 12–13 квіт. 2007 р. С. 61.

75. Цыпкин Я. З. Адаптация и обучение в автоматических системах. Москва, 1968. 400 с.

76. Anastassiou G. A., Iatan I. F. *Intelligent Routines: Solving Mathematical Analysis with Matlab, Mathcad, Mathematica and Maple*. Springer, 2014. 596 p.

77. Азарян А. А. Ядернофизический метод контроля качества минерального сырья на конвейере : монографія. 1990. 80 с.

78. Доценко В. Д., Радчук А. Г., Журба Г. В. Способ оценки дробимости железистых кварцитов. *Новое в технологии и технике переработки минерального сырья*. Кривий Ріг, 2012. С. 70–77.

79. Арсланова Х. А., Голубчина М. Н., Искандерова А. Д. Геологический словарь / ред. К. Н. Паффенгольц. Москва : Недра, 1978. Т. 1. 487 с.

80. Азарян А. А., Азарян В. А., Гриценко А. Н., Трачук А. А. Интегральный поток интенсивности рассеянного гамма-излучения как функция от параметров геометрии измерения. *IV International Scientific and Practical Conference "Modern Scientific Achievements and Their Practical Application"*. 2017. Т. 1, № 11(27). С. 18–25.

81. Kiran K. U., Ravindraswami K., Eshwarappa K. M., Somashekarappa H. M. Experimental and simulated study of detector collimation for a portable 3"×3" NaI(Tl) detector system for in-situ measurements. *Journal of Radiation Research and Applied Sciences*. 2015. Vol. 8, № 4. P. 597–605. URL: <https://doi.org/10.1016/j.jrras.2015.07.006>.

82. Delwig C., Fettweis H., Schnitzler T., Wienstroer S., Ferguson S., Noble G. Use of an online elemental analyser to optimize the sinter process at ThyssenKrupp Steel Europe, Duisburg, Germany. *Proceedings Iron Ore Conference*, Melbourne, 11–13 July 2011. P. 381–388.

83. Азарян А. А., Серебrenиков В. М. Математическое моделирование ядернофизических методов анализа хромовых руд. *Горный журнал*. 1988. № 6. С. 25–27.

84. Dzyublik A. Ya., Sadykov E. K., Petrov G. I., Arinin V. V., Vagizov F. H., Spivak V. Yu. Mossbauer forward scattering spectra of ferromagnets in radio-frequency magnetic field. *Ядерна фізика та енергетика*. 2012. Т. 13, № 1. С. 73–82.

85. Shayakhmetov B., Issagulov A., Baisanov A., Karakeyeva G. Studying phase structure of burned ferrous manganese ores by method of nuclear gamma. *Metallurgija*. 2014. Vol. 53, № 2. P. 231–234.

86. Гольдин М. Л. Теоретические основы измерительной техники фотонного излучения. Москва : Энергоатомиздат, 1985. 161 с.

87. Зайцев Є. П. Вища математика: лінійна та векторна алгебра, аналітична геометрія, вступ до математичного аналізу : навчальний посібник. Кременчук : Вид-во «Кременчук», 2011. 573 с.

88. Кепич Т.Ю., Куценко О.Г. Основы теорії подібності та аналізу розмірностей та їх застосування в задачах механіки: Навчальний посібник. Київ, 2004. – 101 с.

89. Седов Л.И. Методы подобия и размерности в механике. Москва : Наука, 1987. 432 с.

90. Azaryan A., Gritsenko A., Trachuk A., Serebrennikov V., Shvets D. Using the intensity of absorbed gamma radiation to control the content of iron in ore. *Eastern-European Journal of Enterprise Technologies*. 2019. Vol. 3, № 5(99). P. 29–35. URL: <https://doi.org/10.15587/1729-4061.2019.170341>.

91. Швець Д. Синтез математичної моделі технологічного процесу подрібнення залізорудної сировини з урахуванням її хіміко-мінералогічних характеристик на рудозбагачувальних фабриках. *Гірничий вісник*. 2020. № 107. С. 83–90. URL: <https://doi.org/10.31721/2306-5435-2020-1-107-83-90>.

92. Azaryan A. A., Gritsenko A. N., Trachuk A. A., Serebrennikov V. M., Shvets D. V. Model of absorbed gamma radiation in the interaction with rock

formation. *IAES International Journal of Robotics and Automation (IJRA)*. 2019. Vol. 8. No. 4. P. 269. URL: <https://doi.org/10.11591/ijra.v8i4.pp269-276>

93. Азарян А. А., Швець Д. В., Карабут Н. О., Крапивний Н. С. Підвищення точності гамма-методу для визначення хіміко-мінералогічних характеристик залізорудної сировини. *Modern Science And Practice : Abstracts of XV International Scientific and Practical Conference, Varna*. 2020. С. 274–276.

94. Швець Д. В., Карабут Н. О., Крапивний Н. С., Азарян А. А. Розробка математичної моделі взаємодії гамма-випромінювання з залізорудною сировиною для визначення її хіміко-мінералогічних характеристик. Наука, освіта, суспільство очима молодих : XIII Міжнар. науково-практ. конф. здобувачів вищої освіти і молодих науковців, м. Рівне, 26 трав. 2020 р. С. 299–300.

95. Shvets D. V. Theoretical-probability approach to analyse the iron ore grinding process. *Гірничий вісник*. 2021. № 109. С. 111–117. URL: <https://doi.org/10.31721/2306-5435-2021-1-109-111-117>.

96. Zadeh L. A. Fuzzy sets. *Information and Control*. 1965. Vol. 8, no. 3. P. 338–353. URL: [https://doi.org/10.1016/s0019-9958\(65\)90241-x](https://doi.org/10.1016/s0019-9958(65)90241-x).

97. Zadeh L. A. The concept of a linguistic variable and its application to approximate reasoning. *Information Sciences*. 1975. Vol. 9, no. 1. P. 43–80. URL: [https://doi.org/10.1016/0020-0255\(75\)90017-1](https://doi.org/10.1016/0020-0255(75)90017-1)

98. Simulink. *Mathworks.com*. URL: <https://www.mathworks.com/products/simulink.html> (date of access: 18.08.2020).

99. Tyagi A. K. MATLAB and SIMULINK for Engineers. Oxford University Press, Incorporated, 2012. 492 p.

100. Zadeh L. A. A theory of approximate reasoning. *Machine Intelligence*. New York, 1979. P. 149–194.

101. Mamdani E. H. Application of fuzzy algorithms for control of simple dynamic plant. *Proceedings of the Institution of Electrical Engineers*. 1974. Vol. 121, no. 12. P. 1585. URL: <https://doi.org/10.1049/piee.1974.0328>.

102. Takagi T., Sugeno M. Derivation of Fuzzy Control Rules from Human Operator's Control Actions. *IFAC Proceedings Volumes*. 1983. Vol. 16, no. 13. P. 55–60. URL: [https://doi.org/10.1016/s1474-6670\(17\)62005-6](https://doi.org/10.1016/s1474-6670(17)62005-6).

103. Wang L. X., Mendel J. M. Generating fuzzy rules by learning from examples. *IEEE Transactions on Systems, Man, and Cybernetics*. 1992. Vol. 22, no. 6. P. 1414–1427. URL: <https://doi.org/10.1109/21.199466>.

104. Shvets D. V. Iron ore grinding process at the concentrating plant under fuzzy and incomplete parameters. *Вісник Криворізького національного університету*. 2021. № 53. С. 163–169. URL: <https://doi.org/10.31721/2306-5451-2022-1-53-163-169>.

105. Shvets D. V. Mathematical model for controlling the classification process of crushed iron raw materials using fuzzy logic. *Вісник Криворізького національного університету*. 2022. № 55. С. 156–163. URL: <https://doi.org/10.31721/2306-5451-2022-1-55-156-163>

106. Швець Д. В. Формалізація структури математичної моделі першої стадії технологічного процесу переробки залізної руди з урахуванням нечітких параметрів. *Комп'ютерні інтелектуальні системи та мережі (KICM) : XVI Всеукр. науково-практ. конф., м. Кривий Ріг, 21–23 берез. 2023 р.* С. 240–241.

107. Азарян В. А., Азарян А. А., Дрыга В. В. Система оперативного контролю качества железистых кварцитов на конвейере. *Качество минерального сырья*. Кривий Ріг, 2011. С. 184–191.

108. Дрыга В. В. Безперервний контроль якості магнетитових руд на стрічкових конвеєрах в умовах гірничо-збагачувальних комбінатів : автореф. дис. ... канд. техн. наук : 05.11.13. Луганськ, 2013. 24 с.

109. Shannon C. E. Communication in the Presence of Noise. *Proceedings of the IRE*. 1949. Vol. 37, no. 1. P. 10–21. URL: <https://doi.org/10.1109/jrproc.1949.232969>.

110. Nyquist H. Certain topica in telegraph transmission theory. *AIEE Trans.* 1928. Vol. 47. P. 617–644.

111. Jury E. I. Sampled-data control systems. Huntington, N.Y : R. E. Krieger Co., 1977. 459 p.
112. Кармазин В. И. Обогащение руд черных металлов. Москва : Недра, 1982. 216 с.
113. Швець Д. В. Розробка системи стабілізації масової долі заліза магнітного у зливні класифікатора та дослідження можливості автоматизації процесу подрібнення залізної руди та підготовки її до збагачення. *Качество минерального сырья*. 2014. С. 252–264.
114. Azaryan A., Pikilnyak A., Shvets D. Complex automation system of iron ore preparation for beneficiation. *Metallurgical and Mining Industry*. 2015. № 8. P. 64–66. URL: https://www.metaljournal.com.ua/assets/Journal/english-edition/MMI_2015_8/011Azaryan.pdf (date of access: 12.05.2016).
115. Спосіб автоматичного керування одностадійним циклом мокрого подрібнення : пат. 109981 Україна : B02C 25/00. № u201601062 ; заявл. 08.02.2016 ; опубл. 26.09.2016, Бюл. № 18. 4 с.
116. Пристрій оперативного контролю крупності магнетиту у пульпі : пат. 146595 Україна. № u202006708 ; заявл. 19.10.2020 ; опубл. 04.03.2021, Бюл. № 9. 2 с.
117. Спосіб автоматичного керування процесом подрібнювання магнетитових руд у залежності від їх міцності : пат. 129934 Україна : B02C 25/00. № u201803495 ; заявл. 02.04.2018 ; опубл. 26.11.2018, Бюл. № 22. 2 с.
118. Швець Д. Синтез математичної моделі технологічного процесу подрібнення залізорудної сировини з урахуванням її хіміко-мінералогічних характеристик на рудозбагачувальних фабриках. *Гірничий вісник*. 2020. № 107. С. 83–90. URL: <https://doi.org/10.31721/2306-5435-2020-1-107-83-90>.
119. Спосіб автоматичного керування одностадійним циклом мокрого подрібнення : пат. 118091 Україна : B02C 25/00. № u201700121 ; заявл. 03.01.2017 ; опубл. 25.07.2017, Бюл. № 14. 4 с.
120. Азарян А. А., Швець Д. В., Карабут Н. О. Розробка математичної моделі технологічного процесу подрібнення залізорудної сировини на

рудозбагачувальних фабриках. *Science, society, education: topical issues and development prospects* : Abstracts of the 5th International scientific and practical conference, м. Харків. 2020. С. 21–27.

121. Спосіб автоматичного керування одностадійним циклом мокрого подрібнення магнетитових руд : пат. 154013 Україна : B02C 25/00. № u202301387 ; заявл. 03.04.2023 ; опубл. 28.09.2023, Бюл. № 39. 3 с.

ДОДАТКИ

Додаток А

Список публікацій здобувача за темою дисертації та відомості про апробацію результатів дисертації

Наукові роботи, в яких опубліковано основні наукові результати дисертації:

1. Azaryan A., Gritsenko A., Trachuk A., Shvets D. Development of the method to operatively control quality of iron ore raw materials at open and underground extraction. *Eastern-European Journal of Enterprise Technologies*. 2018. Vol. 5, № 5(95). P. 13–19. URL: <https://doi.org/10.15587/1729-4061.2018.144003>. (SCOPUS)
2. Azaryan A., Gritsenko A., Trachuk A., Serebrenikov V., Shvets D. Using the intensity of absorbed gamma radiation to control the content of iron in ore. *Eastern-European Journal of Enterprise Technologies*. 2019. Vol. 3, № 5(99). P. 29–35. URL: <https://doi.org/10.15587/1729-4061.2019.170341>. (SCOPUS)
3. Швець Д. В. Синтез математичної моделі технологічного процесу подрібнення залізорудної сировини з урахуванням її хіміко-мінералогічних характеристик на рудозбагачувальних фабриках. *Гірничий вісник*. 2020. № 107. С. 83–90. URL: <https://doi.org/10.31721/2306-5435-2020-1-107-83-90>.
4. Shvets D. V. Theoretical-probability approach to analyse the iron ore grinding process. *Гірничий вісник*. 2021. № 109. С. 111–117. URL: <https://doi.org/10.31721/2306-5435-2021-1-109-111-117>.
5. Shvets D. V. Iron ore grinding process at the concentrating plant under fuzzy and incomplete parameters. *Вісник Криворізького національного університету*. 2021. № 53. С. 163–169. URL: <https://doi.org/10.31721/2306-5451-2022-1-53-163-169>.
6. Швець Д. В. Автоматизоване керування процесами подрібнення і класифікації залізорудної сировини на основі визначення її міцності. *Гірничий*

вісник. 2022. № 110. С. 146–150. URL: <https://doi.org/10.31721/2306-5435-2022-1-110-146-150>.

7. Shvets D. V. Mathematical model for controlling the classification process of crushed iron raw materials using fuzzy logic. *Вісник Криворізького національного університету*. 2022. № 55. С. 156–163. URL: <https://doi.org/10.31721/2306-5451-2022-1-55-156-163>.

Наукові роботи, що свідчать про апробацію матеріалів дисертації:

8. Азарян А. А., Швець Д. В., Карабут Н. О. Шляхи підвищення точності контролю якості мінеральної сировини гамма-гамма методом. *Розвиток промисловості та суспільства* : матеріали міжнар. наук.-техн. конф., м. Кривий Ріг. 2020. С. 256.

9. Азарян А. А., Швець Д. В., Карабут Н. О. Розробка математичної моделі технологічного процесу подрібнення залізорудної сировини на рудозбагачувальних фабриках. *Science, society, education: topical issues and development prospects* : Abstracts of the 5th International scientific and practical conference. Харків, 2020. С. 21–27.

10. Азарян А. А., Швець Д. В., Карабут Н. О., Крапивний Н. С. Підвищення точності гамма-методу для визначення хіміко-мінералогічних характеристик залізорудної сировини. *Modern Science And Practice* : Abstracts of XV International Scientific and Practical Conference, Varna. 2020. С. 274–276.

11. Швець Д. В., Карабут Н. О., Крапивний Н. С., Азарян А. А. Розробка математичної моделі взаємодії гамма-випромінювання з залізорудною сировиною для визначення її хіміко-мінералогічних характеристик. *Наука, освіта, суспільство очима молодих* : XIII Міжнар. науково-практ. конф. здобувачів вищої освіти і молодих науковців, м. Рівне, 26 трав. 2020 р. С. 299–300.

12. Швець Д. В. Формалізація структури математичної моделі першої стадії технологічного процесу переробки залізної руди з урахуванням нечітких параметрів. *Комп'ютерні інтелектуальні системи та мережі (KICM)* : XVI Всеукр. науково-практ. конф., м. Кривий Ріг, 2023. С. 240–241.

13. Shvets D. V. Analysis of operational control methods of iron ore chemical and mineralogical characteristics. *Розвиток промисловості та суспільства : матеріали міжнар. наук.-техн. конф., м. Кривий Ріг, 24–26 трав. 2023 р.* С. 250.

Наукові роботи, що додатково відображають наукові результати дисертації:

14. Azaryan A., Pikilnyak A., Shvets D. Complex automation system of iron ore preparation for beneficiation. *Metallurgical and Mining Industry*. 2015. № 8. P. 64–66. URL: https://www.metaljournal.com.ua/assets/Journal/english-edition/MMI_2015_8/011Azaryan.pdf. (SCOPUS)

15. Швець Д. В. Розробка системи стабілізації масової долі заліза магнітного у зливні класифікатора та дослідження можливості автоматизації процесу подрібнення залізної руди та підготовки її до збагачення. *Якість мінеральної сировини*. Кривий Ріг, 2014. С. 252–264.

16. Azaryan A. A., Gritsenko A. N., Trachuk A. A., Serebrenikov V. M., Shvets D. V. Model of absorbed gamma radiation in the interaction with rock formation. *IAES International Journal of Robotics and Automation (IJRA)*. 2019. Vol. 8. №. 4. P. 269. URL: <https://doi.org/10.11591/ijra.v8i4.pp269-276>.

17. Спосіб автоматичного керування одностадійним циклом мокрого подрібнення : пат. 109981 Україна : МПК В02С 25/00. № u201601062 ; заявл. 08.02.2016 ; опубл. 26.09.2016, Бюл. № 18. 4 с.

18. Спосіб автоматичного керування одностадійним циклом мокрого подрібнення : пат. 118091 Україна : МПК В02С 25/00. № u201700121 ; заявл. 03.01.2017 ; опубл. 25.07.2017, Бюл. № 14. 4 с.

19. Спосіб автоматичного керування процесом подрібнювання магнетитових руд у залежності від їх міцності : пат. 129934 Україна : МПК В02С 25/00. № u201803495 ; заявл. 02.04.2018 ; опубл. 26.11.2018, Бюл. № 22. 2 с.

20. Пристрій оперативного контролю крупності магнетиту у пульпі : пат. 146595 Україна : МПК G01N 27/72, G01R 33/12. № u202006708 ; заявл. 19.10.2020 ; опубл. 04.03.2021, Бюл. № 9. 2 с.

21. Спосіб автоматичного керування одностадійним циклом мокрого подрібнення магнетитових руд : пат. 154013 Україна : МПК В02С 25/00. № u202301387 ; заявл. 03.04.2023 ; опубл. 28.09.2023, Бюл. № 39. 3 с.

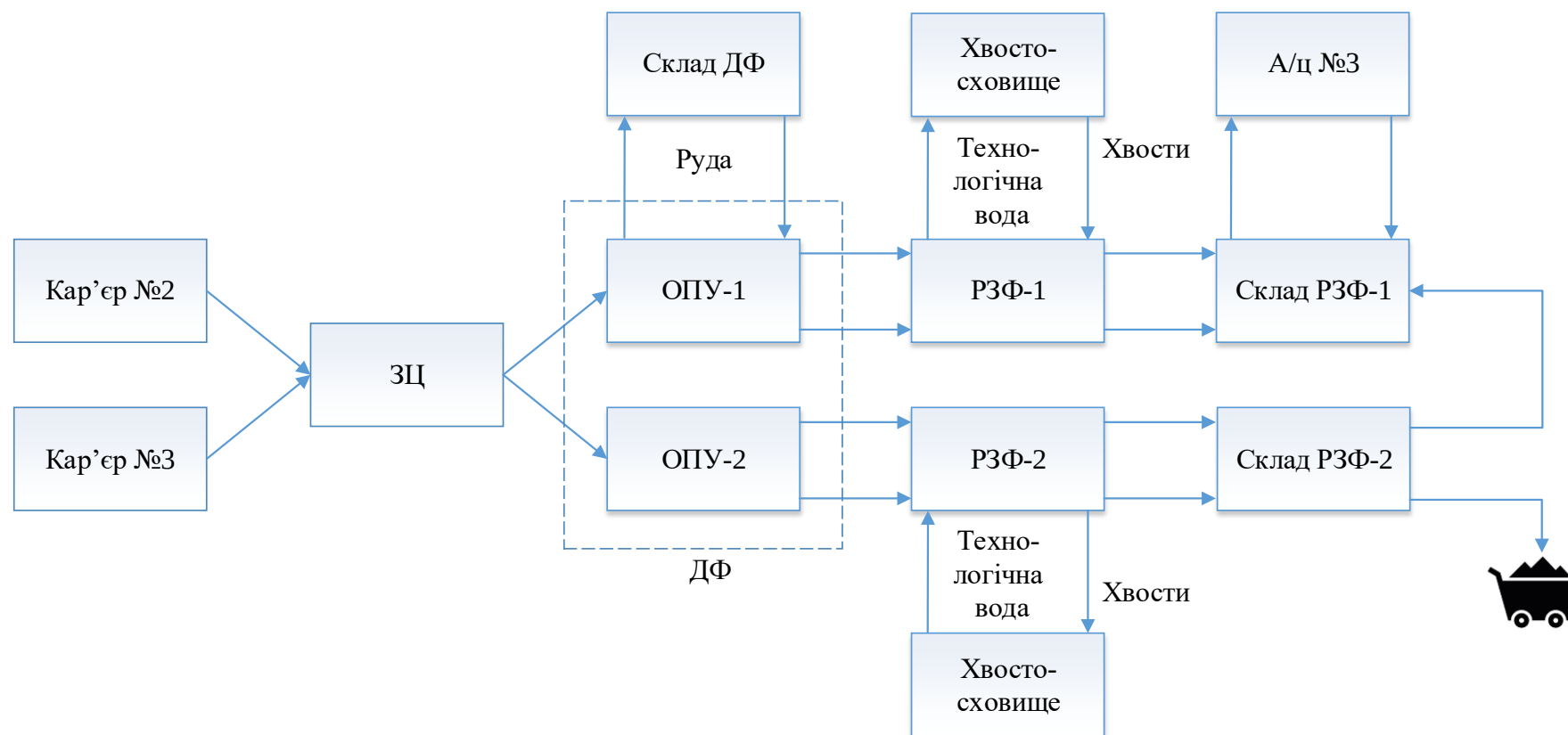
Особистий внесок автора в працях, що опубліковані у співавторстві.

[1] – розроблення схеми установки для дослідження взаємодії гамма-випромінювання та речовини; [2] – розроблення математичної моделі взаємодії гамма-випромінювання із ЗРС, отримання залежності інтенсивності розсіяного та поглиненого гамма-випромінювання від вмісту заліза в ЗРС; [8] – обґрунтовано переваги обліку поглиненого гамма-випромінювання для визначення вмісту заліза в ЗРС; [9] – розроблено математичну модель процесу подрібнення ЗРС; [10] – опис моделі взаємодії гамма-випромінювання з опромінюваним середовищем; [11] – створено математичний опис взаємодії високоенергетичного випромінювання із ЗРС для визначення її хіміко-мінералогічних властивостей; [14] – розроблення функціональної схеми комплексної системи автоматизації процесу підготовки ЗРС до збагачення; [16] – розроблення математичного опису ядерно-фізичного методу визначення заліза в ЗРС, визначення чутливості гамма-випромінювання залежно від відстані до опромінюваної сировини; [17] – запропоновано алгоритм керування крупністю зливу класифікатора; [20] – розроблено функціональну схему пристрою.

Додаток Б

Функціональна схема технологічного ланцюжка «Рудоуправління – Залізничний цех – ДФ – РЗФ»

РЗФ-1 ГЗК ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»



Додаток В

Порівняльна характеристика ефективності процесу збагачення на РЗФ-1 та РЗФ-2 ГЗК ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»

№ № з/п	Параметри Стадії	Промпродукти(%)						Хвости(%)					
		$\alpha_{\text{вх}}$		$\alpha_{\text{вих}}$		$\Delta\alpha$		α		β		Тв.	
		$\beta_{\text{вх}}$	$\beta_{\text{вих}}$	$\beta_{\text{вх}}$	$\beta_{\text{вих}}$	$\beta_{\text{вх}}$	$\beta_{\text{вих}}$	$\beta_{\text{вх}}$	$\beta_{\text{вих}}$	$\beta_{\text{вх}}$	$\beta_{\text{вих}}$	$\beta_{\text{вх}}$	$\beta_{\text{вих}}$
		РЗФ-2	РЗФ-1	РЗФ-2	РЗФ-1	РЗФ-2	РЗФ-1	РЗФ-2	РЗФ-1	РЗФ-2	РЗФ-1	РЗФ-2	РЗФ-1
1	I стадія ПК	34,59 24,92	33,62 23,93	34,59 24,92	33,6 23,93								
2	I стадія МС					20,41	23,96					33,0	38,8
2.1	I-го прийому	34,59	33,62	48,8	51,72	14,21	18,1	15,35	15,48	1,65	1,93	24,4	30,0
2.2	II-го прийому	48,8	51,72	51,5	54,66	2,7	5,86	15,1	15,74	1,26	1,88	8,6	8,8
2.3	I стадія знешламлювання	51,5	-	55,0	-	3,5	-	14,9	-	2,0	-	2,77	-
3	II стадія МС					6,65	6,99					7,72	6,2
3.1	I-го прийому	55,0	54,66	59,7	61,59	4,7	5,39	15,4	15,43	2,3	1,77	5,7	3,2
3.2	II-го прийому	59,7	60,65	61,59	62,54	0,95	1,06	15,6	14,68	0,42	1,66	1,4	3,0
3.3	II стадія знешламлювання	60,65		61,65		1,0		15,0		0,47		0,62	
4	III стадія МС					3,35	2,75					2,3	1,6
4.1	I-го прийому	61,65	62,45	64,7	64,7	3,05	2,25	15,3	15,98	1,27	1,77	1,2	0,9
4.2	II-го прийому	64,7	64,7	65,0	65,2	0,3	0,5	15,8		0,11	1,66	0,7	0,7
4.3	III-го прийому	65,0		65,2		0,2		16,1		0,08		0,4	
Концентрат				65,3	65,3	Тв. – 89,5		15,3	15,5	1,85	1,9	8,9	9,11

α - вміст заліза загального; β - вміст магнітного заліза; $\alpha_{\text{вх}}/\beta_{\text{вх}}$, $\alpha_{\text{вих}}/\beta_{\text{вих}}$ - вміст заліза загального та магнітного на вході та виході I стадії ПК; $\Delta\alpha$ – приріст загального заліза за стадіями магнітної сепарації та дешламації; Тв – вміст твердого у хвостах відповідної стадії збагачення.

Додаток Д

Експериментальні дослідження щодо встановлення взаємозв'язку між
міцнісними характеристиками залізорудної сировини та вмістом заліза

Подрібнення ЗРС є найбільш енергоємною й затратною операцією на РЗФ, у зв'язку з чим подрібнюваність перероблюваної ЗРС є однією з найбільш важливих характеристик для зниження собівартості кінцевого продукту. Подрібнюваність ЗРС залежить від багатьох її властивостей (міцності, пружності, кристалічної структури тощо) і тому не може бути оцінена лише за однією з них. Відомо, що існує зв'язок між густиною та гранулометричним складом твердого в зливі класифікатора, тобто в кінцевому продукті циклу подрібнення. Чим вища густина зливу, тим більша крупність частинок твердого матеріалу продукту. У той самий час, при коливанні показника подрібнюваності ЗРС, густину зливу класифікатора не можна вважати надійним індикатором гранулометричного складу, оскільки співвідношення між цими параметрами значно змінюється [1]. На всіх РЗФ існує класифікація ЗРС (поділ на сорти) за основними хіміко-мінералогічними та фізико-механічними ознаками. Цей поділ використовується для планування та організації видобутку ЗРС таким чином, щоб забезпечити на необхідний інтервал часу постійну його якість, що полегшує вибір і дотримання технологічного регламенту процесу збагачення, сприяє підвищенню якості кінцевого продукту. Однак, оперативне визначення типу ЗРС, що надходить на збагачувальний переділ, залишається на сьогодні проблемним питанням.

Подрібнюваність ЗРС значною мірою визначає питому продуктивність млина. Так, загальна питома продуктивність млина обчислюється за формулою [2]

$$g = Q(\beta - \alpha)V,$$

де Q – продуктивність млина, т/м³,

V – обсяг млина, м^3 ,

α та β – масові частки готового класу в пробі до та після подрібнення, відповідно.

Разом із тим, вивчення залежності міцності ЗРС від вмісту в ньому загального заліза демонструє сильний кореляційний зв'язок. Так, при дослідженні впливу речовинного складу ЗРС на його міцність на ГЗК «АрселорМіттал Кривий Ріг» було отримано результати, представлені на рис. Д.1, а також зведені в табл. Д.1.

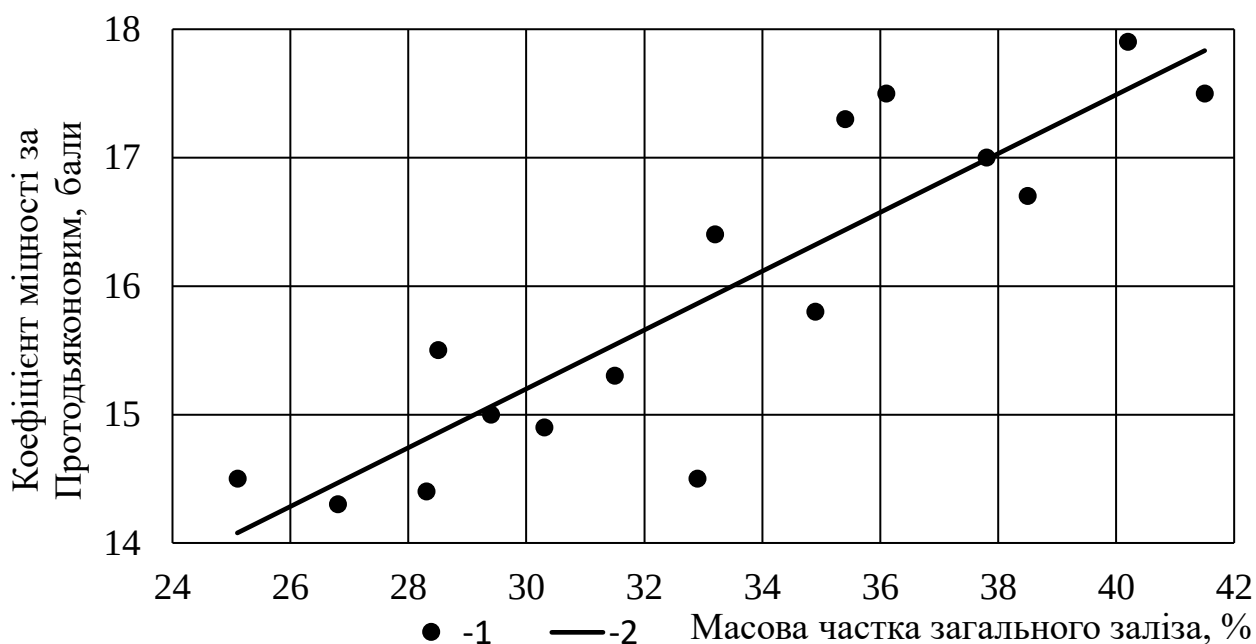


Рис. Д.1. Залежність коефіцієнта міцності ЗРС за Протодьяконовим від масової частки загального заліза (1 – експериментальні дані, 2 – апроксимація)

Аналіз кореляційного поля експериментальних даних на рис. Д.1 дав можливість припустити про наявність лінійної залежності коефіцієнта міцності ЗРС за Протодьяконовим від масової частки загального заліза у ньому.

У цьому випадку рівняння регресії запишеться у вигляді рівняння прямої лінії

$$K = a + b \cdot Fe_o, \quad (Д.1)$$

де K – коефіцієнт міцності за Протодьяконовим, бали,

Fe_o – масова частка загального заліза, %,

a, b – параметри.

Таблиця Д.1. Результати експериментів та їх статистична обробка згідно з результатами, представленими на рис. Д.1

№	Fe_o , %	K , бали	Fe_o^2	$Fe_o K$	K^2
1	25.1	14.5	630.01	363.95	210.25
2	26.8	14.3	718.24	383.24	204.49
3	28.3	14.4	800.89	407.52	207.36
4	28.5	15.5	812.25	441.75	240.25
5	29.4	15	864.36	441.00	225.00
6	30.3	14.9	918.09	451.47	222.01
7	31.5	15.3	992.25	481.95	234.09
8	32.9	14.5	1082.41	477.05	210.25
9	33.2	16.4	1102.24	544.48	268.96
10	34.9	15.8	1218.01	551.42	249.64
11	35.4	17.3	1253.16	612.42	299.29
12	36.1	17.5	1303.21	631.75	306.25
13	37.8	17	1428.84	642.60	289.00
14	38.5	16.7	1482.25	642.95	278.89
15	40.2	17.9	1616.04	719.58	320.41
16	41.5	17.5	1722.25	726.25	306.25
Середнє	33.15	15.91	1121.53	532.46	254.52

Для знаходження параметрів рівняння (Д.1) скористаємось МНК. З цією метою згідно з методом Гауса складемо систему нормальних рівнянь

$$\begin{cases} a + \overline{Fe_o} \cdot b = \overline{K} \\ \overline{Fe_o} \cdot a + \overline{Fe_o^2} \cdot b = \overline{Fe_o \cdot K} \end{cases} \quad (Д.2)$$

У системі рівнянь (Д.2) рисками згори позначено середні значення, що знаходяться в останньому рядку табл. Д.1. Зважаючи на результати усереднення в табл. Д.1, система рівнянь (Д.2) запишеться у вигляді

$$\begin{cases} a + 33,15 \cdot b = 15,91, \\ 33,15 \cdot a + 1121,53 \cdot b = 532,46. \end{cases} \quad (Д.3)$$

Розв'язуємо систему рівнянь (Д.3) за формулами Крамера. Обчислюємо визначники цієї системи

$$\Delta = \begin{vmatrix} 1 & 33,15 \\ 33,15 & 1121,53 \end{vmatrix} = 22,61, \quad \Delta_1 = \begin{vmatrix} 15,91 & 33,15 \\ 532,46 & 1121,53 \end{vmatrix} = 192,49,$$

$$\Delta_2 = \begin{vmatrix} 1 & 15,91 \\ 33,15 & 532,46 \end{vmatrix} = 5,04.$$

У результаті отримуємо

$$a = \frac{\Delta_1}{\Delta} = \frac{192,49}{22,61} = 8,51, \quad b = \frac{\Delta_2}{\Delta} = \frac{5,04}{22,61} = 0,223. \quad (\text{Д.4})$$

Підставляючи (Д.4) у (Д.1), отримуємо шукане рівняння регресії

$$K = 8,51 + 0,223 \cdot Fe_0. \quad (\text{Д.5})$$

Для встановлення статистичної значущості отриманого рівняння (Д.5) застосуємо критерій Фішера, користуючись формулою

$$F = \frac{R^2}{1-R^2} \frac{n-m}{m-1}, \quad (\text{Д.6})$$

де R^2 – коефіцієнт детермінації,

n – об'єм вибірки (число експериментальних даних),

m – кількість параметрів.

Для знаходження коефіцієнта детермінації скористаємося формулою

$$R^2 = \frac{(\overline{Fe_0 K} - \overline{Fe_0} \cdot \overline{K})^2}{(\overline{Fe_0^2} - (\overline{Fe_0})^2)(\overline{K^2} - (\overline{K})^2)} \quad (\text{Д.7})$$

Підставляючи дані із табл. Д.1, згідно з формулою (Д.7), знаходимо

$$R^2 = \frac{(532,46 - 33,15 \cdot 15,91)^2}{(1121,53 - 33,15^2)(254,52 - 15,91^2)} = 0,808. \quad (\text{Д.8})$$

Користуючись формулою (Д.8) з урахуванням (Д.6) та $n = 16$, $m = 2$, знаходимо

$$F = \frac{0,808}{1-0,808} \frac{16-2}{2-1} = 59,1 \quad (\text{Д.9})$$

Отримане значення критерію Фішера можна порівняти з табличним значенням $F_T(\alpha, m-1; n-m)$. Вибираючи рівень значущості $\alpha = 0,05$, та враховуючи, що $n = 16$, $m = 2$ згідно з таблицею 95%-квантилів розподілу Фішера, знаходимо

$$F_T(0.05; 1; 14) = 4.6. \quad (\text{Д.10})$$

Оскільки, згідно (Д.9) та (Д.10),

$$F = 59,1 > F_T(0.05; 1; 35) = 4.6,$$

то рівняння регресії (Д.5) є статистично значущим на рівні надійності 0,95. На рис. Д.1 показано графік прямої (Д.5), який апроксимує дані експериментів.

Література:

1. Моркун В. С. Ультразвуковой контроль характеристик измельченных материалов и адаптивное управление процессами измельчения-классификации руд на его базе : дис. ... д-ра техн. наук : 05.13.07. Кривий Ріг, 1998. 401 с.
2. Підготовка корисних копалин до збагачення / М.І. Сокур та ін. Кременчук : П. П. Щербатих, 2017. 392 с.

Додаток Е

Гамма-випромінювання як джерело інформації про вміст загального заліза в залізорудній сировині

Математичне моделювання інтенсивностей розсіяного та поглиненого ЗРС гамма-випромінювання, проведене в розділі 2, дозволило дослідити особливості пристроїв, що реалізують опромінення ЗРС. Водночас головним залишається питання про дослідження гамма-випромінювання як джерела інформації про вміст заліза при врахуванні розсіяного та поглиненого ЗРС гамма-випромінювання. З цією метою було проведено експерименти, що дозволяють досліджувати залежності інтенсивностей розсіяного та поглиненого гамма-випромінювання від вмісту заліза у ЗРС. На рис. Е.1 представлено результати експериментів у вигляді графіка. Зі збільшенням вмісту заліза в ЗРС за незмінних умов, що реалізуються в лабораторних умовах, інтенсивність розсіяного гамма-випромінювання монотонно зменшується, асимптотично наближаючись майже до фонових значень. З іншого боку, інтенсивність поглиненого ЗРС гамма-випромінювання монотонно зростає зі збільшенням вмісту заліза в ЗРС.

Важливою особливістю досліджуваних залежностей є те, що при деякому вмісті заліза в ЗРС інтенсивності обох гамма-випромінювань порівнюються, а відповідні графіки перетинаються. Такі результати експериментів нашоувхують на думку про можливість дуального підходу до вимірювання вмісту заліза у ЗРС. При досить низьких вмістах заліза в ЗРС природно використовувати інформацію про розсіяне гамма-випромінювання, так як його інтенсивність вища за інтенсивність поглиненого ЗРС гамма-випромінювання. Своєю чергою, при порівняно високих вмістах заліза в ЗРС, коли інтенсивність поглиненого гамма-випромінювання перевищує інтенсивність розсіяного гамма-випромінювання, доцільно використати інформацію про поглинене ЗРС гамма-випромінювання. Для отримання

аналітичних формул, що описують на рис. Е.1 результати експериментів, представимо цю інформацію в оцифрованому вигляді, зводячи їх до таблиці Е.1.

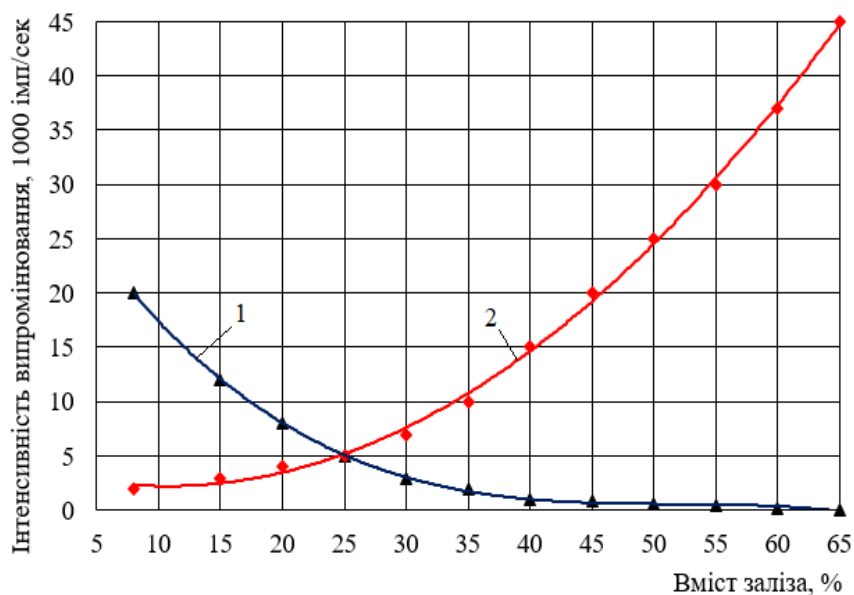


Рис. Е.1. Залежності інтенсивності розсіяного та поглиненого гамма-випромінювання від вмісту заліза в ЗРС
(1 – розсіяне, 2 – поглинене гамма-випромінювання)

Таблиця Е.1. Залежність інтенсивності гамма-випромінювання від вмісту заліза в ЗРС

№	Вміст заліза в ЗРС, %	Інтенсивність гамма- випромінювання, імп/сек	Розсіяне гамма- випромінювання	Поглинене гамма- випромінювання
1	8		20000	2000
2	15		12000	3000
3	20		8000	4000
4	25		5000	5000
5	30		3000	7000
6	35		2000	10000
7	40		1000	15000
8	45		800	20000
9	50		600	25000
10	55		400	30000
11	60		200	37000
12	65		100	45000

Для отримання аналітичних формул згідно з даними, наведеними в табл. Е.1, скористаємося МНК. Аналіз результатів експериментів, наведених на рис. Е.1 та в табл. Е.1, вказує на нелінійність досліджуваних залежностей інтенсивностей гамма-випромінювань від вмісту заліза в ЗРС. Тому виникає питання про вибір структури формули, яка аналітично визначає досліджувані залежності. Відповідно до загального підходу до вибору структур формул, однією з найважливіших вимог є умова мінімальної кількості параметрів, що входять до цієї формули. Величини цих параметрів визначаються як результат ідентифікації на заданому статистичному матеріалі за допомогою МНК, тому їх мінімальна кількість дозволяє розв'язувати відповідно мінімальну кількість рівнянь. Разом з тим, параметри повинні входити до формули так, щоб шляхом алгебраїчних перетворень формулу можна було б звести до лінійного вигляду відносно параметрів, і тим самим скористатися у зручному вигляді МНК. Якісний аналіз залежностей, наведених на рис. Е.1 дозволяє припустити доцільність вибору структури формули у вигляді степеневі залежності інтенсивності від вмісту заліза в ЗРС

$$N = a \cdot q^b, \quad (\text{Е.1})$$

де a , b – параметри.

Можливість вибору структури, що задається формулою (Е.1), пояснюється також тим, що величини інтенсивності гамма-випромінювання та вмісту заліза в ЗРС, що становлять статистичний матеріал, наведений у табл. Е.1, є додатніми. Для застосування МНК у лінійному вигляді перетворимо формулу (4.34) шляхом логарифмування до виду

$$y = \alpha + b \cdot x, \quad (\text{Е.2})$$

де $y = \ln N$, $x = \ln q$, $\alpha = \ln a$.

У формулу (Е.2) параметри входять лінійно, що полегшує застосування МНК.

Зважаючи на дані, наведені в табл. Е.1, отримуємо систему з 12 рівнянь із двома невідомими α і b

$$\alpha + b \cdot x_i = y_i, \quad i = 1, \dots, 12. \quad (\text{E.3})$$

Очевидно, що система (E.3) є несумісною, оскільки кількість невідомих менша за кількість рівнянь. Як один із можливих шляхів подолання цієї проблеми є узагальнення визначення розв'язку системи рівнянь (E.3). Несумісну систему рівнянь (E.3) можна розв'язати за допомогою МНК, мінімізуючи сумарний відхил правих і лівих частин рівнянь цієї системи. Як функція сумарної нев'язки в МНК використовується сума квадратів нев'язок кожного з рівнянь

$$\Phi(\alpha, b) = \sum_{i=1}^{12} (\alpha + b \cdot x_i - y_i)^2. \quad (\text{E.4})$$

Отже, для розв'язання несумісної системи рівнянь (E.3) необхідно мінімізувати функцію (E.4) за параметрами α , b , тобто

$$\min_{\alpha, b} \Phi(\alpha, b). \quad (\text{E.5})$$

Простий вигляд функції (E.5) дозволяє розв'язати задачу мінімізації (E.4), прирівнявши до нуля часткові похідні функції $\Phi(\alpha, b)$, тобто

$$\frac{\partial \Phi(\alpha, b)}{\partial \alpha} = 0, \quad (\text{E.6})$$

$$\frac{\partial \Phi(\alpha, b)}{\partial b} = 0.$$

Оскільки функція (E.2) є лінійною щодо параметрів α та b , то (E.4) – квадратична функція, що зумовлює лінійність системи рівнянь (E.6). Дійсно, підставляючи (E.4) у (E.6) й обчислюючи часткові похідні, отримуємо систему двох лінійних алгебраїчних рівнянь

$$\begin{cases} 12\alpha + b \sum_{i=1}^{12} x_i = \sum_{i=1}^{12} y_i, \\ \alpha \sum_{i=1}^{12} x_i + b \sum_{i=1}^{12} x_i^2 = \sum_{i=1}^{12} x_i y_i. \end{cases} \quad (\text{E.7})$$

Ця система рівнянь легко розв'язується стандартними методами. Систему рівнянь (E.7) можна записати у спрощеній формі, скориставшись позначеннями для середніх величин

$$\begin{cases} \alpha + b\bar{x} = \bar{y}, \\ \alpha\bar{x} + b\overline{x^2} = \overline{xy}. \end{cases} \quad (\text{E.8})$$

$$\text{де } \bar{x} = \frac{1}{12} \sum_{i=1}^{12} x_i, \quad \bar{y} = \frac{1}{12} \sum_{i=1}^{12} y_i, \quad \overline{x^2} = \frac{1}{12} \sum_{i=1}^{12} x_i^2, \quad \overline{xy} = \frac{1}{12} \sum_{i=1}^{12} x_i y_i.$$

Тоді розв'язок системи (Е.8) згідно з формулами Крамера запишеться у вигляді

$$\alpha = \frac{\overline{y \cdot x^2} - \bar{x} \cdot \overline{xy}}{\overline{x^2} - (\bar{x})^2}, \quad b = \frac{\overline{xy} - \bar{x} \cdot \bar{y}}{\overline{x^2} - (\bar{x})^2}. \quad (\text{Е.9})$$

Далі в табл. Е.2 представлено результати розрахунків за формулами (Е.9).

Таблиця Е.2. Інформація для розрахунків параметрів апроксимуючої формули (Е.1)

№	q, %	x	x ²	N _p	y _p	xy _p	x	x ²	N _п	y _п	xy _п
1	8	2.08	4.32	20000	9.90	20.59	2.08	4.32	2000	7.60	15.81
2	15	2.71	7.33	12000	9.39	25.44	2.71	7.33	3000	8.01	21.68
3	20	3.00	8.97	8000	8.99	26.92	3.00	8.97	4000	8.29	24.85
4	25	3.22	10.36	5000	8.52	27.42	3.22	10.36	5000	8.52	27.42
5	30	3.40	11.57	3000	8.01	27.23	3.40	11.57	7000	8.85	30.11
6	35	3.56	12.64	2000	7.60	27.02	3.56	12.64	10000	9.21	32.75
7	40	3.69	13.61	1000	6.91	25.48	3.69	13.61	15000	9.62	35.47
8	45	—	—	—	—	—	3.81	14.49	20000	9.90	37.70
9	50	—	—	—	—	—	3.91	15.30	25000	10.13	39.62
10	55	—	—	—	—	—	4.01	16.06	30000	10.31	41.31
11	60	—	—	—	—	—	4.09	16.76	37000	10.52	43.07
12	65	—	—	—	—	—	4.17	17.43	45000	10.71	44.73
Середнє	—	3.09	9.83	—	8.47	25.73	3.47	9.83	—	9.31	32.87

При розрахунку параметрів для інтенсивності розсіяного гамма-випромінювання було взято до уваги вміст заліза в ЗРС до 40%. При більш високих вмістах заліза в ЗРС інтенсивність розсіяного гамма-випромінювання дуже мала і, як наслідок, похибка вимірів значна.

Підставляючи дані останнього рядка табл. 4.3 у формули (Е.9), знаходимо

$$\alpha_p = \frac{8,59 \cdot 9,83 - 3,09 \cdot 25,73}{9,83 - 3,09^2} = 13,32, \quad b_p = \frac{25,73 - 3,09 \cdot 8,47}{9,83 - 3,09^2} = -1,785, \quad (\text{Е.10})$$

$$\alpha_{п} = \frac{9,31 \cdot 12,40 - 3,47 \cdot 32,87}{12,40 - 3,47^2} = 3,86, \quad b_{п} = \frac{32,87 - 3,47 \cdot 9,31}{12,40 - 3,47^2} = 1,57 \quad (\text{Е.11})$$

Відповідно до (Е.10), інтенсивність розсіяного ЗРС гамма-випромінювання обчислюється за формулою

$$N_p = 608162q^{-1.785}, \quad (8\% \leq q \leq 40\%). \quad (\text{E.12})$$

Відповідно до (E.11), інтенсивність поглиненого ЗРС гамма-випромінювання обчислюється за формулою

$$N_{\Pi} = 47,33q^{1.57}, \quad (8\% \leq q \leq 65\%). \quad (\text{E.13})$$

Для перевірки значущості формул (E.11) та (E.13) скористаємося статистичними методами. Враховуючи, що має місце нелінійна парна регресія, обчислимо індекс кореляції за формулою [1]

$$\rho_{xy} = \sqrt{1 - \frac{\sum_{i=1}^n (y_i - \hat{y}_i)^2}{\sum_{i=1}^n (y_i - \bar{y})^2}}, \quad (\text{E.14})$$

де y_i – статистичні данні,

$\hat{y}_i$ – результати розрахунку за функцією,

$\bar{y}$ – середнє значення.

Для оцінки значущості індексу детермінації ρ_{xy}^2 використовується F -критерій Фішера. Фактичне значення критерію Фішера знаходиться за формулою

$$F_{\Phi} = \frac{\rho_{xy}^2}{1 - \rho_{xy}^2} \frac{n - m}{m - 1}, \quad (\text{E.15})$$

де n – кількість дослідів, m – число параметрів функції.

Обчислене фактичне значення критерію Фішера (E.15) порівнюється з табличним значенням критерію Фішера F_T для рівня значущості α , числа ступенів свободи чисельника $k_1 = m - 1$ та числа ступенів свободи знаменника $k_2 = n - m$. Якщо $F_{\Phi} > F_T(\alpha, k_1, k_2)$, то нульова гіпотеза про статистичну незначущість та ненадійність обраної функції відхиляється з ймовірністю $1 - \alpha$. В іншому разі, тобто за $F_{\Phi} \leq F_T(\alpha, k_1, k_2)$, нульова гіпотеза приймається.

У табл. 4.4 наведено необхідні розрахунки для оцінювання значущості функцій (E.12) і (E.13).

Розрахунки за формулами (E.14) і (E.15) дали такі результати.

Таблиця Е.3. Інформація для статистичної перевірки значущості функцій (Е.12) та (Е.13)

№	N_p	$\hat{N}_p$	$(N_p - \hat{N}_p)^2$	$(N_p - \bar{N}_p)^2$	N_{π}	$\hat{N}_{\pi}$	$(N_{\pi} - \hat{N}_{\pi})^2$	$(N_{\pi} - \bar{N}_{\pi})^2$
1	2000 0	14859	26424931	161653424	2000	1239	579484	222506944
2	1200 0	4838	51289374	22224624	3000	3324	104673	193673611
3	8000	2895	26058835	510224	4000	5221	1490838	166840278
4	5000	1944	9339133	5224424	5000	7411	5815020	142006944
5	3000	1404	2547312	18367224	7000	9868	8223825	98340278
6	2000	1066	871895	27938624	10000	12570	6603123	47840278
7	1000	840	25561	39510024	15000	15501	251394	3673611
8	—	—	—	—	20000	18650	1822348	9506944
9	—	—	—	—	25000	22005	8970620	65340278
10	—	—	—	—	30000	25557	19742312	171173611
11	—	—	—	—	37000	29298	59324968	403340278
12	—	—	—	—	45000	33221	138748854	788673611
Серед.	7286	—	—	—	16917	—	—	—
Сума	—	—	116557041	275428571	—	—	251677459	2312916667

Для розсіяного гамма-випромінювання

$$\rho_{qN_p} = \sqrt{1 - \frac{116557041}{275428571}} = 0.759, \quad F_{\text{фр}} = \frac{0,577}{1-0,577} \frac{12-2}{2-1} = 31.6, \quad (\text{Е.16})$$

Для поглиненого гамма-випромінювання

$$\rho_{qN_{\pi}} = \sqrt{1 - \frac{251677459}{2312916667}} = 0.891, \quad F_{\text{фп}} = \frac{0,944}{1-0,944} \frac{12-2}{2-1} = 168.7. \quad (\text{Е.17})$$

За таблицею розподілу Фішера для 95%-квантилів знаходимо [1]

$$F_T = F(0.05, 1, 10) = 4.96. \quad (\text{Е.18})$$

Оскільки фактичні значення критерію Фішера (Е.16) і (Е.17) більші за його табличну величину (Е.18), то нульова гіпотеза про статистичну незначущість і ненадійність функцій (Е.12) і (Е.13) відхиляється з імовірністю 0,95.

Разом із тим, на практиці необхідно вирішувати зворотне завдання, а саме: за інтенсивністю гамма-випромінювання (розсіяного або поглиненого ЗРС) оцінити величину вмісту заліза в ЗРС. У цьому разі отримані функції (Е.12) та (Е.13) необхідно перетворити на обернені. Ураховуючи монотонність

і безперервність функцій (Е.12) та (Е.13), можна дійти висновку, що зворотні функції існують [2]. Сама структура функцій (Е.12) і (Е.13) дозволяє записати аналітичні вирази їх обернених функцій.

Для функції (4.45) оберненою є функція

$$q = 1739N_p^{-0,569}. \quad (\text{Е.19})$$

Своєю чергою, для функції (4.46) оберненою є функція

$$q = 0,0857N_{\pi}^{0,637}. \quad (\text{Е.20})$$

Аналіз формул демонструє, що діапазон обчислення вмісту заліза за вимірюною інтенсивністю в них різний. Так, формулу (Е.19) доцільно застосовувати в області малих вмістів заліза в ЗРС, тобто за досить великої інтенсивності розсіяного гамма-випромінювання. А формулу (Е.20) необхідно застосовувати в області великих вмістів заліза в ЗРС, тобто за досить великої інтенсивності поглиненого гамма-випромінювання. Для знаходження моменту переходу від однієї формули до іншої розглянемо умову, за якої вмісти заліза, обчислені за формулами (Е.19) та (Е.20), будуть однакові, тобто

$$1739N^{-0.569} = 0,0857N^{0.637}. \quad (\text{Е.21})$$

Розв'язуючи рівняння (Е.21) знаходимо

$$N_1 = 3739. \quad (\text{Е.22})$$

Таким чином, при інтенсивності, що визначається формулою (Е.22), розсіяне та поглинене гамма-випромінювання будуть однакові. У результаті загальна формула для обчислення вмісту заліза може бути записана у вигляді

$$q = \begin{cases} 1739N^{-0.569}, & \text{якщо } N < 3739, \\ 0,0857N^{0.637}, & \text{якщо } N \geq 3739. \end{cases} \quad (\text{Е.23})$$

У перерахунку на величину вмісту заліза в ЗРС гранична величина вмісту заліза складе величину

$$q_1 = 16\%. \quad (\text{Е.24})$$

Наприкінці необхідно відзначити особливість формул (Е.19) і (Е.20), які характеризуються коефіцієнтом еластичності [3]. Коефіцієнт еластичності

демонструє, на скільки відсотків зміниться функція, якщо аргумент зміниться на один відсоток. Коефіцієнт еластичності обчислюється за формулою

$$E_{y/x} = \frac{x}{y} \frac{dy}{dx}. \quad (\text{E.25})$$

Для формул (E.19) і (E.20) коефіцієнти еластичності відповідно рівні

$$E_{N_p/q} = -0,569, \quad E_{N_{п/q}} = 0,637. \quad (\text{E.26})$$

Важливо відзначити, що коефіцієнти еластичності є сталими, що важливо під час проведення розрахунків.

Необхідно підкреслити, що описаний алгоритм обробки експериментальних даних може бути застосований у загальному випадку, тобто і за інших результатів експериментів.

Література:

1. Himmelblau D. M. Process analysis by statistical methods. New York : Wiley, 1970. 463 p.
2. Фихтенгольц Г. М. Курс дифференциального и интегрального исчисления. Москва : Наука, 1969. Т. 1. 551 с.
3. Основи економіко-математичного моделювання : навч. посіб. / Н. М. Лавріненко та ін. Львів : Магнолія-2006, 2010. 540 с.

Додаток Ж

Характеристика використаних апаратних і програмних засобів, лабораторних та інструментальних методів

Ефективність вирішення поставлених у дисертаційній роботі завдань визначається зрештою можливостями використовуваних засобів і методів.

Насамперед, необхідно виділити апаратні засоби та інструментальні методи, що дозволяють обґрунтувати обрані напрямки дослідження з подальшим застосуванням отриманих результатів на практиці. При вирішенні поставлених завдань особливу увагу приділяють ЯФМ і МММ, реалізація яких представлена у відповідних апаратних засобах. Нижче описано апаратні засоби, що використовуються в дослідженнях для визначення ХМВ ЗРС.

Пристрій ПАКС-5М [1,2] застосовується для оперативного контролю вмісту загального заліза в подрібненій гірській масі за допомогою гамма-методу. Прилад дозволяє селективно визначати якість гірських порід у різних різновидах руд шляхом завдання верхньої та нижньої меж інтенсивності розсіяного гамма-випромінювання, безпосередньої обробки результатів контролю вмісту корисного компонента та видачі його на блок індикації. Зовнішній вигляд ПАКС-5М показано на рис. Ж.1, його функціональна схема – на рис. Ж.2.

Принцип роботи ПАКС-5М полягає в реєстрації інтенсивності розсіяного гамма-випромінювання, що відображається від поверхні проби вихідної руди. Заздалегідь проводиться калібрування приладу на зразках руди з відомим вмістом заліза, значення вмісту корисного компонента в пробах записуються в пам'ять пристрою, де відбувається програмне обчислення апроксимаційних значень функції (числа зареєстрованих сцинтиляційним датчиком розсіяних гамма-квантів від вмісту заліза в руді).

Переносний пристрій ПАКС-5М може бути використаний для контролю вмісту корисного компонента у підірваній, дробленій, подрібненій гірській

масі та при природному заляганні руд чорних металів. ПАКС-5М упроваджений та експлуатується в умовах кар'єрів гірничого департаменту ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг», а також на ПАТ «ІнГЗК», ПАТ «ПівдГЗК» та ПАТ «ЦГЗК».

Пристрій ПАКС-5М дисертант використовував для дослідження інтенсивності поглиненого гамма-випромінювання пробою ЗРС залежно від вмісту в ній загального заліза.



Рис. Ж.1. Зовнішній вигляд пристрою ПАКС-5М

1 – штатив детектора, 2 – блок-контейнер ізотопів, 3 – блок детектування,
4 – пульт вимірювання ПАКС-5, 5 – блок живлення, 6 – кювети для досліджуваної руди, 7 – контрольно-калібрувальний пристрій, 8 – захисний екран блок контейнера ізотопів

Система оперативного контролю ДЖМ-К [3-6], що реалізує МММ, призначена для експресного визначення вмісту корисного компонента, що має магнітну сприйнятливність, у гірській масі на конвеєрі. Система забезпечує визначення сумарної продуктивності конвеєрів та середньозважений вміст магнітного заліза у вихідній руді в режимі реального часу, надає можливість зберігання отриманих результатів у базі даних та їх оброблення. Вона складається із сервера, конвеєрних ваг, індуктивних датчиків магнітної

сприйнятливості. Зовнішній вигляд системи ДЖМ-К показано на рис. Ж.3 а її функціональну схему зображено на рис. Ж.4.

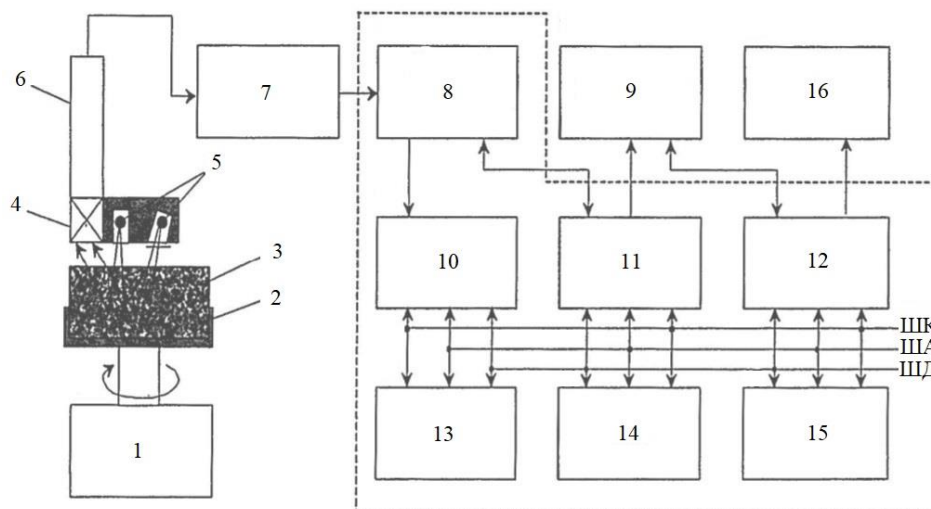


Рис. Ж.2. Функціональна схема пристрою ПАКС-5М

1 – двигун із редуктором; 2 – диск; 3 – кювета з пробєю; 4 – приймач гамма-випромінювання; 5 – джерела гамма-випромінювання; 6 – інверсійний зонд;
7 – підсилювач-нормалізатор; 8 – лічильник імпульсів; 9 – блок індикації;
10 – блок уведення даних; 11 – таймер; 12 – блок виведення; 13 – процесор;
14 – оперативне запам'ятовувальний пристрій; 15 – постійний запам'ятовувальний пристрій; 16 – інтерфейс; ШК – шина керування; ША – шина адреси; ШД – шина даних



Рис. Ж.3. Зовнішній вигляд системи ДЖМ-К

Система ДЖМ-К успішно впроваджена та експлуатується на РЗФ-1 ГЗК ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» з 2007 року.

Працюючи з джерелами гамма-випромінювання для визначення інтенсивності випромінювання, застосовувався дозиметр-радіометр МКС-03Д «Стриж» (рис. Ж.5).

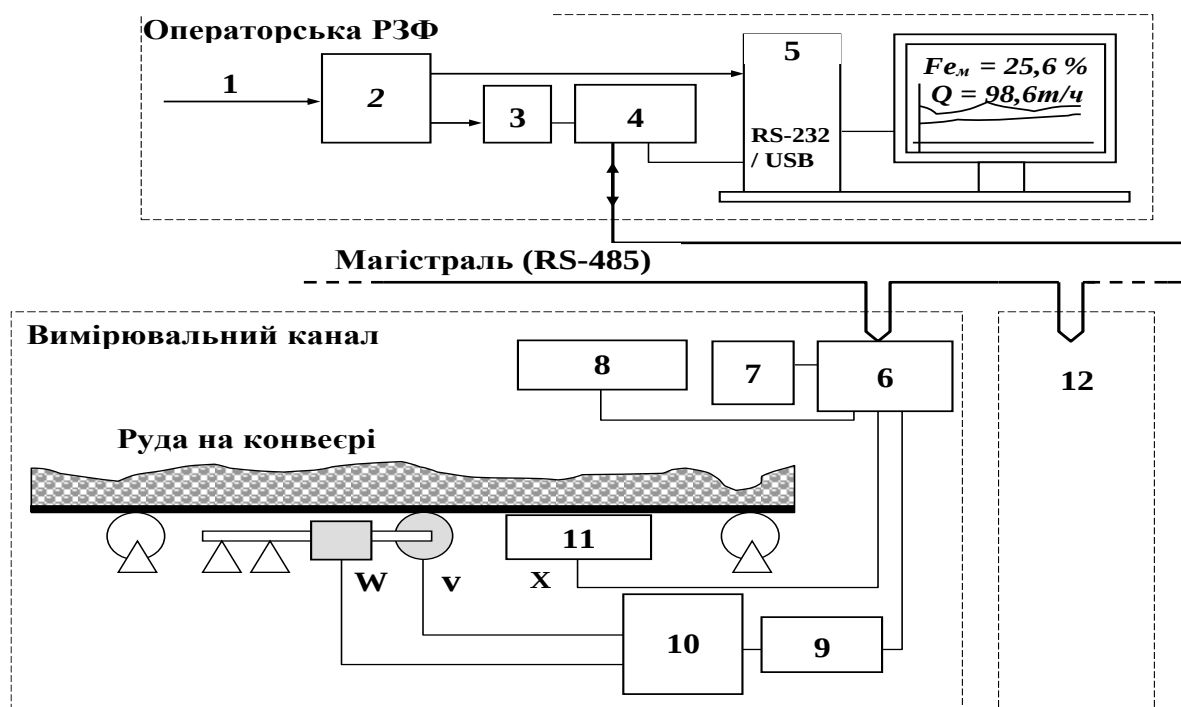


Рис. Ж.4. Функціональна схема системи ДЖМ-К

- 1 – підключення до мережі (220В); 2 – джерело безперебійного живлення; 3 – блок живлення (24В); 4 – перетворювач інтерфейсу; 5 – сервер;
 6 – концентратор; 7 – блок живлення (24В); 8 – електронне табло;
 9 – перетворювач протоколу; 10 - цифровий блок ваг; 11 – датчик;
 12 – наступний вимірювальний канал

Під час дисертаційних досліджень та оформленні отриманих результатів експериментів використовувалася низка програмних продуктів. Функціональні схеми, блок-схеми алгоритмів та інші ілюстрації, що використовуються в праці, виконано в додатках Microsoft Visio і Microsoft Word [7]. Для розрахунків та відображення їхніх результатів використовувався

додаток Microsoft Excel [7]. Система комп'ютерної алгебри Mathcad Prime 3.0 [8] застосовувалася для розрахунків величин відбитого та поглиненого гамма-випромінювання при опроміненні дослідних зразків. Створення моделей млина, класифікатора та магнітного сепаратора на базі нечіткої логіки та їх дослідження виконувалися з використанням пакета математичного моделювання Matlab та інструменту моделювання й аналізу динамічних систем Simulink [9].



Рис. Ж.5. Дозиметр-радіометр МКС-03Д «Стриж»

При вимірюваннях вмісту заліза в ЗРС за допомогою систем ПАКС-5М, ДЖМ-К, НАКС-ПК використовувалося оригінальне програмне забезпечення, написане мовами програмування Delphi і C++.

Література:

1. Пристрій автоматичного контролю вмісту корисного компоненту в мінеральній сировині : пат. 38216А Україна : G01V 5/00. № 2000063325 ; заявл. 07.06.2000 ; опубл. 15.05.2001, Бюл. № 4. 4 с.
2. Комплексний пристрій ПАКС-4М. *Tetra.ua*. URL: http://tetra.ua/docs/adv/PAKS_4M_AV.pdf (дата звернення: 05.04.2018).

3. Система автоматичного контролю і керування масовою часткою магнітного заліза у конвеєрному рудопотоці : пат. 50668 Україна : G01R 33/12. № u200911026 ; заявл. 02.11.2009 ; опубл. 25.06.2010, Бюл. № 12. 3 с.

4. Пристрій для автоматичного визначення вмісту магнетитового заліза на конвеєрі : пат. 36662 Україна : G01R 33/12. № u200715008 ; заявл. 29.12.2007 ; опубл. 10.11.2008, Бюл. № 21. 2 с.

5. Система автоматического контроля качества железистых кварцитов / А. А. Азарян та ін. *Металлургическая и горнорудная промышленность*. 2008. № 1. С. 138–140.

6. Азарян В. А., Азарян А. А., Дрыга В. В. Система оперативного контроля качества железистых кварцитов на конвейере. *Качество минерального сырья* : зб. наук. пр. Кривий Ріг, 2011. С. 184–191.

7. Microsoft 365. URL: <https://www.microsoft.com/ru-ru/microsoft-365> (дата звернення: 10.08.2021).

8. Mathcad Prime. URL: <http://mathcad.com.ua/> (date of access: 17.08.2021).

9. Simulink. URL: <https://www.mathworks.com/products/simulink.html> (date of access: 18.08.2021).

Додаток И

Довідка про розгляд науково-технічних результатів дисертаційної роботи

ЗАТВЕРДЖУЮ

Начальник технічного відділу

гірничого департаменту

ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»

Грінченко В.В.

«13» 07 2020 р.



ДОВІДКА

про розгляд науково-технічних результатів дисертаційної роботи

Швеця Дмитра Валерійовича

«Автоматизоване керування процесом подрібнення залізної руди на основі визначення її хіміко-мінералогічних характеристик гамма-методом»

Науково-технічні результати дисертаційної роботи Швеця Дмитра Валерійовича щодо керування процесами подрібнення залізорудної сировини полягають в створенні автоматизованої системи керування процесом подрібнення залізної руди. Довідка підтверджує розгляд пропонованої системи керування у відповідності до патентів України №109981 та №118091, що за отриманими з використанням комп'ютерного моделювання оцінками, дозволить:

1. Зменшити до 2,7% втрати заліза загального у хвостах збагачення на першій стадії магнітної сепарації.
2. Зменшити коливання вмісту заліза загального в концентраті до 3,5%.
3. Підвищити вміст заліза загального в концентраті до 1%.

Впровадження розглянутої автоматизованої системи керування процесом подрібнення залізної руди дозволить отримати суттєвий економічний ефект.

Додаток К

Оцінка ефективності застосування АСК ЗРС в умовах

ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»

ОЦІНКА ЕФЕКТИВНОСТІ ЗАСТОСУВАННЯ
АВТОМАТИЗОВАНОЇ СИСТЕМИ КЕРУВАННЯ ПРОЦЕСОМ
ПОДРІБНЕННЯ ЗАЛІЗНОЇ РУДИ
В УМОВАХ ПАТ «АРСЕЛОРМІТТАЛ КРИВИЙ РІГ»

Розрахунок ефективності застосування автоматизованої системи керування процесом подрібнення залізної руди включає:

1. Розрахунок капітальних витрат на впровадження на підприємстві засобів та систем контролю вмісту корисного компоненту в залізорудній сировині.

1.1. Капітальні витрати на прилади для оперативного контролю залізорудної сировини на вміст заліза загального - 2520000,00 грн.;

1.2. Капітальні витрати на датчики заліза магнітного загальною вартістю 1745000,00 грн.

1.3. Капітальні витрати на реалізацію пробовідбірної системи - 1250000,00 грн.

1.4 Капітальні витрати на експрес-аналізатор вмісту заліза загального в промпродукті - 1075000,00 грн.

1.5 Капітальні витрати на ваговимірювачі - 1300000,00 грн.

Загальна сума капітальних витрат – 7890000,00 грн.

2. Розрахунок капітальних витрат для впровадження програмного забезпечення на центральному сервері з метою обробки даних про вміст корисного компоненту та керування процесом подрібнення залізної руди.

Загальна сума витрат складає 2580000,00 грн.

Загальна сума капітальних витрат на впровадження автоматизованої системи керування процесом подрібнення залізної руди $\sum K_z = 10470000,00$ грн.

3. Розрахунок додаткового обсягу концентрату, який буде отримано від впровадження автоматизованої системи керування процесом подрібнення залізної руди .

За даними асоціації «Укррудпром», в 2016 р. ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» видобув 20,76 млн т залізної руди та виробив 8,96 млн т концентрату.

Величина виходу концентрату прямо пропорційна вмісту корисного компонента у фінальному рудопотоці:

$$\gamma = \varepsilon \frac{\alpha}{\beta}, \quad (1)$$

де ε – витяг, частки од.,

α – вміст корисного компоненту у руді;

β – вміст корисного компоненту у концентраті.

Відомо, що:

$$Q_{\text{конц.}} = \gamma_{\text{факт.}} \times Q_r \quad (2)$$

де $Q_{\text{конц.}}$ – обсяг концентрату, що виробляється з руди;

$\gamma_{\text{факт.}}$ – фактичний вихід концентрату;

Q_r – обсяг руди фінального рудопотоку, що надходить на збагачувальне виробництво.

За формулою (2), підставляючи значення фактичних показників роботи ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг», визначимо фактичний показник виходу концентрату $\gamma_{\text{факт.}}$, який дорівнює 0,432.

При цьому, виходячи з заданих показників $\alpha=34,5\%$, $\varepsilon=83,5\%$, $\beta=65,3\%$, визначимо плановий вихід концентрату $\gamma_{\text{план.}}$, який дорівнює 0,441. Планових значень виходу концентрату можна досягти за умови впровадження у виробництво автоматизованої системи керування процесом подрібнення залізної руди, що забезпечить показник вмісту корисного компонента фінального рудопотоку в гарантованих межах заданого діапазону коливань.

Розрахуємо додатковий обсяг концентрату від впровадження автоматизованої системи керування процесом подрібнення залізної руди:

$$\Delta Q_{\text{конц.}} = (\gamma_{\text{факт.}} - \gamma_{\text{план.}}) \times Q_r \quad (3)$$

де $Q_{\text{конц.}}$ – обсяг концентрату, що виробляється з руди;

$\gamma_{\text{факт.}}$ – фактичний вихід концентрату;

Q_r – обсяг руди фінального рудопотоку, що надходить на збагачення

$$\Delta Q_{\text{конц.}} = (0,441 - 0,432) \times 20760000$$

Додатковий обсяг концентрату складе 186840 т на рік.

В цінах 2016 року (квітень) концентрат коштував 65 долл. США за 1 т, або 1561,00 грн./т.

Очікуваний економічний ефект складає – 291657240 грн./рік.

4. Розрахунок економічного ефекту та терміну окупності, виходячи із значення додаткового прибутку та показника сумарних капітальних витрат на впровадження автоматизованої системи керування процесом подрібнення залізної руди.

4.2. Термін окупності: $T = \frac{\sum K_3}{\Delta\Pi}$

Термін окупності складає $T=0,037$.

Начальник НДЧ

Криворізького національного університету

д.т.н.



Бровко Д.В.

Додаток Л

Довідка про впровадження і використання результатів дисертаційного дослідження

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

ЗАТВЕРДЖУЮ

Ректор

Криворізького національного університету

М. І. Ступнік

«24» квітня 2024 р.



ДОВІДКА

про впровадження і використання результатів дисертаційного дослідження

старшого викладача кафедри моделювання та програмного забезпечення

Швеця Дмитра Валерійовича *«Автоматизоване керування процесом*

подрібнення залістистих кварцитів з визначенням їх властивостей

ядернофізичними та магнітометричними методами»,

представленого на здобуття наукового ступеня кандидата технічних наук, в

навчальному процесі Криворізького національного університету

Швецем Д.В. виконані дослідження з розробки методів автоматизації технологічного процесу подрібнення залістистих кварцитів на основі визначення їх хіміко-мінералогічних властивостей на основі використання синергії магнітометричних та ядернофізичних методів.

Зазначені роботи виконувались згідно з планом науково-дослідних робіт Криворізького національного університету при безпосередній участі старшого викладача кафедри моделювання та програмного забезпечення Швеця Д.В.

Результати дисертаційного дослідження Швеця Д.В. впроваджені в навчальний процес кафедри моделювання і програмного забезпечення Криворізького національного університету.

На підставі результатів проведених досліджень запропоновані наступні методики:

- моделювання роботи промислових систем з використанням апарату нечіткої логіки;

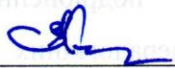
- конструювання інформаційно-вимірювальних систем оперативного контролю хіміко-мінералогічних властивостей залізорудної сировини;

- створення автоматизованих систем керування першою стадією технологічного процесу подрібнення рудозбагачувальної фабрики із застосуванням інформації про хіміко-мінералогічні властивості залізорудної сировини, що отримуються за допомогою ядернофізичних та магнітометричних методів оперативного контролю.

Результати дисертаційної роботи використовуються при проведенні лекцій, практичних і лабораторних робіт для студентів спеціальності 121 – Інженерія програмного забезпечення КНУ з наступних дисциплін: «Основи наукових досліджень», «Математичне моделювання систем та процесів».

Вважаємо, що впровадження запропонованих методик, розроблених Швецем Д.В., свідчить про їх теоретичну та практичну значущість, призводить до підвищення рівня адаптованості та якості знань студентів з зазначених навчальних дисциплін.

Перший проректор



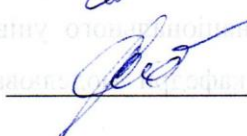
Владислав ЧУБАРОВ

Декан ФІТ



Іван МУЗИКА

Зав. кафедрою МПЗ



Андрій СТРЮК

Зав. навчально-методичного відділу



Світлана ІВАШУРА